



Universidad Nacional Mayor de San Marcos

Universidad del Perú. Decana de América

Dirección General de Estudios de Posgrado

Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y
Geográfica

Unidad de Posgrado

**Optimización en la recuperación de zinc de minerales
polimetalicos mediante el proceso de flotación en la
empresa Mines and Metals Trading Perú -
Huancavelica**

TESIS

Para optar el Grado Académico de Magíster en Ingeniería
Metalúrgica con mención en Metalurgia Extractiva

AUTOR

Aroldo INGA PAUCAR

ASESOR

Dr. Vidal Sixto ARAMBURÚ ROJAS

Lima, Perú

2020



Reconocimiento - No Comercial - Compartir Igual - Sin restricciones adicionales

<https://creativecommons.org/licenses/by-nc-sa/4.0/>

Usted puede distribuir, remezclar, retocar, y crear a partir del documento original de modo no comercial, siempre y cuando se dé crédito al autor del documento y se licencien las nuevas creaciones bajo las mismas condiciones. No se permite aplicar términos legales o medidas tecnológicas que restrinjan legalmente a otros a hacer cualquier cosa que permita esta licencia.

Referencia bibliográfica

Inga, A. (2020). *Optimización en la recuperación de zinc de minerales polimetalicos mediante el proceso de flotación en la empresa Mines and Metals Trading Perú - Huancavelica*. Tesis para optar el grado de Magíster en Ingeniería Metalúrgica con mención en Metalurgia Extractiva. Unidad de Posgrado, Facultad de Ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica, Universidad Nacional Mayor de San Marcos, Lima, Perú.

HOJA DE METADATOS COMPLEMENTARIOS

| | |
|-----------------------------------------------------------|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| Código ORCID del autor | https://orcid.org/0000-0003-1877-9369 |
| DNI o pasaporte del autor | 41244748 |
| Código ORCID del asesor | https://orcid.org/0000-0001-7411-3866 |
| DNI o pasaporte del asesor | 08608364 |
| Grupo de investigación | - |
| Agencia financiadora | Financiamiento propio |
| Ubicación geográfica donde se desarrolló la investigación | Distrito de Huachocolpa, Provincia y departamento de Huancavelica N 8549000 E 511000 |
| Año o rango de años en que se realizó la investigación | 2018 – 2019 |
| Disciplinas OCDE | Minería, Procesamiento de minerales- http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.07.05 Ingeniería de procesos http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#2.04.02 Mineralogía http://purl.org/pe-repo/ocde/ford#1.05.02 |



ACTA DE SUSTENTACIÓN DE TESIS

SUSTENTACIÓN PÚBLICA

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos - Lima, a los treinta días del mes de noviembre del año dos mil veinte, siendo las once horas, se reúnen los suscritos Miembros del Jurado Examinador de Tesis, nombrado mediante Dictamen N° 000094-2020-UPG-VDIP-FIGMMG/UNMSM del 10 de noviembre del 2020, con la finalidad de evaluar la sustentación virtual a la amparo de la Directiva de la UNMSM aprobada con Resolución Rectoral N° 01357-R-20 de la siguiente tesis:

TÍTULO

«OPTIMIZACIÓN EN LA RECUPERACIÓN DE ZINC DE MINERALES POLIMETÁLICOS MEDIANTE EL PROCESO DE FLOTACIÓN EN LA EMPRESA MINES AND METALS TRADING PERÚ - HUANCAMELICA»

Presentada por el Bach. **AROLDO INGA PAUCAR**, para optar el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **INGENIERÍA METALÚRGICA** con mención en **METALURGIA EXTRACTIVA**.

El Miembro del Jurado Examinador de la Tesis, analiza el expediente N° 03274/FIGMMG/2019 de fecha 15 de abril del 2019, en el marco legal y Estatutario de la Ley Universitaria, acreditando que tiene todos los documentos y que cumplió con las etapas del trámite según el «Reglamento General de Estudios de Posgrado», aprobado con Resolución Rectoral N° 04790-R-18 del 08 de agosto del 2018.

Luego de la Sustentación, se procede con la calificación de la Tesis, de acuerdo al procedimiento respectivo y se registra en el acta correspondiente de conformidad al Art. 100 del precitado Reglamento, correspondiéndole al graduando la siguiente calificación:

MUY BUENO (17)

Habiendo sido aprobada la sustentación virtual de la Tesis, el Presidente recomienda a la Facultad se le otorgue el **GRADO ACADÉMICO DE MAGISTER** en **INGENIERÍA METALÚRGICA** con mención en **METALURGIA EXTRACTIVA** al Bach. **AROLDO INGA PAUCAR**.

Siendo las 12:00 horas, se dio por concluido al acto académico.


MG. DANIEL FLORENCIO LOVERA DÁVILA
Presidente


MG. CESAR MARINO BASURTO CONTRERAS
Miembro


MG. ROSA AMELIA CORONADO FALCÓN
Miembro


DR. VIDAL SIXTO ARAMBURÚ ROJAS
Asesor

DEDICATORIA

A mis padres Damián y Paulina, como muestra de gratitud, por el apoyo incondicional que me brindaron durante mi formación profesional, gracias a ellos, he logrado ser la persona de bien y lograr mis metas trazadas.

A Noemi la compañera de mi vida, a la que amo con toda mi alma, quien lucha a cada día a mi lado para salir adelante, a mis hijos Maycol y Katherine quienes son la razón de mi vida, quienes me dan la fuerzas para seguir adelante para cumplir con mis objetivos trazados y culminar el presente proyecto.

AGRADECIMIENTO

En primer lugar, agradezco a Dios por su bendición, de constancia mi agradecimiento al Doctor Aramburú Rojas, Vidal Sixto quien en todo momento me brindó sus consejos para la elaboración del presente trabajo, también al Doctor Cabrera Carranza, Carlos Francisco Director de Postgrado de la Facultad de ingeniería Geológica, Minera, Metalúrgica y Geográfica; que gracias a sus consejos he logrado culminar el presente trabajo de tesis de post grado.

Finalmente, a los trabajadores de Unidad Recuperada quienes apoyaron en la toma de muestras y agradecer infinitamente a los miembros de la alta dirección de la empresa Mines and Metals Trading, por haber brindado facilidades para obtener las muestras del proceso para el trabajo de investigación.

INDICE

| | |
|----------------------------------------------------|--------------|
| DEDICATORIA | II |
| AGRADECIMIENTO | III |
| INDICE | IV |
| LISTA DE TABLAS | VIII |
| LISTA DE FIGURAS | XII |
| NOMENCLATURA | XV |
| RESUMEN | XVII |
| ABSTRACT | XVIII |
| CAPÍTULO I | 1 |
| 1. Planteamiento del estudio | 1 |
| 1.1 Situación problemática | 1 |
| 1.2 Formulación del Problema | 3 |
| 1.2.1 Problema general..... | 4 |
| 1.2.2 Problemas Específicos. | 4 |
| 1.3 Justificación de la Investigación | 5 |
| 1.3.1 Justificación teórica..... | 5 |
| 1.3.2 Justificación práctica..... | 5 |
| 1.3.3 Justificación económica. | 6 |
| 1.3.4 Justificación social. | 6 |
| 1.4 Objetivos de la Investigación | 6 |
| 1.4.1 Objetivo General | 6 |
| 1.4.2 Objetivos Específicos..... | 7 |

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------|------------------|
| 1.5 Hipótesis y Variables | 7 |
| 1.5.1 Hipótesis General..... | 7 |
| 1.5.2 Hipótesis Específicas. | 7 |
| 1.5.3 Identificación de Variables | 7 |
| 1.5.4 Operacionalización de Variables | 8 |
| 1.6 Matriz de Consistencia | 10 |
| <i>CAPITULO II</i> | <i>12</i> |
| <i>2. Marco teórico</i> | <i>12</i> |
| <i>2.1 Antecedentes.....</i> | <i>12</i> |
| <i>2.2 Bases Teóricas de flotación.</i> | <i>13</i> |
| 2.2.1 Fenómenos involucrados en la flotación..... | 18 |
| <i>2.3 Marco Conceptual.....</i> | <i>27</i> |
| <i>2.4 Caracterización Geográfica del Distrito Minero</i> | <i>29</i> |
| <i>2.5 Descripción de las Operaciones en Minera Recuperada</i> | <i>37</i> |
| <i>CAPITULO III.....</i> | <i>48</i> |
| <i>3. METODOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN.....</i> | <i>48</i> |
| <i>3.1 Tipo y Diseño de Investigación</i> | <i>48</i> |
| <i>3.2 Unidad de Análisis</i> | <i>49</i> |
| <i>3.3 Población y Muestra</i> | <i>49</i> |
| <i>3.4 Selección de Muestra</i> | <i>49</i> |
| <i>3.5 Secuencia Metodológico de la Investigación.....</i> | <i>50</i> |
| <i>CAPITULO IV</i> | <i>53</i> |
| <i>4. Parte teórica de diseños experimentales</i> | <i>53</i> |

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------|-----------|
| 4.1 Diseño Factorial 2^k (Etapa Screening) | 53 |
| 4.2 Estimación de Efectos | 55 |
| 4.3 Análisis de Significancia | 56 |
| 4.3.1 Estimación de la significancia replicando el punto central de diseño. | 56 |
| 4.3.2 Modelo matemático a escala codificada. | 58 |
| 4.4 Análisis de Residuos | 58 |
| 4.5 Diseño Factorial Fraccionado 2^{k-p} | 59 |
| CAPITULO V | 61 |
| 5. Optimización de resultados | 61 |
| 5.1 Diseño Hexagonal (Optimización de Resultados) | 61 |
| 5.2 Modelo Matemático para Diseños Compuestos y Rotables | 63 |
| 5.3 Análisis de Varianza para Diseños Rotables y Compuestos | 63 |
| 5.3.1 Análisis de significancia de los coeficientes. | 63 |
| 5.3.2 Evaluación de modelo matemático. | 64 |
| 5.3.3 Análisis de máximos y mínimos: | 65 |
| 5.4 Condiciones Óptimas de las Variables | 67 |
| CAPITULO VI | 68 |
| 6. Pruebas experimentales | 68 |
| 6.1 Diseño Factorial Fraccionado - Etapa Screening | 68 |
| 6.1.1 Pruebas de flotación para realizar el diseño factorial fraccionado. | 69 |
| 6.1.2 Cálculo de los efectos para el diseño factorial fraccionado. | 69 |
| 6.2 Análisis de Varianza | 72 |
| 6.3 Cálculo de Modelo Matemático | 73 |

| | |
|-------------------------------------------------------------------------------------|-------------------|
| 6.4 Análisis de Residuos..... | 74 |
| 6.5 Aplicación de T-Student | 75 |
| 6.6 Conclusiones | 78 |
| 6.7 Optimización por Diseño Hexagonal..... | 80 |
| 6.7.1 Procedimiento de optimización de la recuperación de Zn con Minitab..... | 80 |
| 6.7.2 Pruebas de flotación con colas del circuito de Pb/Ag (diseño hexagonal). | 81 |
| Diagrama de flujo de pruebas de flotación para diseño hexagonal. | 98 |
| 6.8 Estimación de Modelo Matemático | 104 |
| 6.8.1 Modelo matemático a escala natural..... | 107 |
| 6.8.2 Evaluación del modelo matemático (test-Fisher). | 108 |
| 6.8.3 Análisis de varianza. | 109 |
| 6.9 Determinación de las Condiciones Óptimas de las Variables..... | 110 |
| 6.10 Análisis y Discusión. | 112 |
| <i>CAPITULO VII.....</i> | <i>114</i> |
| <i>CONCLUSIONES.....</i> | <i>114</i> |
| <i>RECOMENDACIONES.....</i> | <i>116</i> |
| <i>REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS.....</i> | <i>117</i> |
| <i>ANEXOS.....</i> | <i>119</i> |

LISTA DE TABLAS

| | |
|------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| Tabla 1 Caracterización química de mineral | 2 |
| Tabla 2 Matriz de consistencia..... | 10 |
| Tabla 3 Tipos de minerales para flotación..... | 17 |
| Tabla 4 Ubicación del Sector de la Unidad de Producción Recuperada..... | 30 |
| Tabla 5 Carga de Equipos de Sección Chancado | 39 |
| Tabla 6 Carga de Equipos Sección Molienda | 40 |
| Tabla 7 Carga de Equipos Sección Flotación | 42 |
| Tabla 8 Carga de Equipos de Sección Preparación y Dosificación de Reactivos | 44 |
| Tabla 9 Carga de Equipos Sección Espesamiento y Filtrado..... | 45 |
| Tabla 10 Carga de Equipos Sección Disposición de Relaves..... | 47 |
| Tabla 11 Análisis Químico de Metales de Interés | 52 |
| Tabla 12 Caracterización Química - Contaminantes | 52 |
| Tabla 13 Plantilla Para Elección de Tres Variables | 54 |
| Tabla 14 Matriz de Diseño Experimental | 62 |
| Tabla 15 Condiciones de Modelo de Segundo Orden | 67 |
| Tabla16 Secuencia de selección de Variables | 68 |
| Tabla 17 Recuperaciones de Zinc obtenidas para la Etapa Screening | 69 |
| Tabla 18 Variables Independientes con Rango de Valores Reales | 70 |
| Tabla 19 Matriz de Diseño a Escala Codificada, con Cinco Variables | 70 |
| Tabla 20 Matriz con Escala Codificada que Incluye la Recuperación de Zinc | 71 |
| Tabla 21 Análisis de Varianza | 72 |
| Tabla 22 Desviación estándar y R-cuadrado | 73 |

| | |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| Tabla 23 Coeficientes de Modelo Matemático, Etapa Screening..... | 74 |
| Tabla 24 Aplicación de Grado de Significancia de Cada Variable t-Student | 75 |
| Tabla 25 Aplicación de t-Student Analizado con t de Tabla..... | 76 |
| Tabla 26 Recuperación Rougher de Zinc vs. Tiempo de Acondicionamiento..... | 82 |
| Tabla 27 Dosificación de Reactivos de Flotación Ro. Zinc vs Tiempo de Acondicionamiento..... | 83 |
| Tabla 28 Balance Metalúrgico Prueba 1 | 83 |
| Tabla 29 Dosificación de Reactivos Flotación Ro. vs Tiempo de Acondicionamiento..... | 84 |
| Tabla 30 Balance Metalúrgico Prueba 2 | 84 |
| Tabla 31 Dosificación de Reactivos de Flotación Ro. vs. Tiempo de Acondicionamiento..... | 85 |
| Tabla 32 Balance Metalúrgico Prueba 3..... | 85 |
| Tabla 33 Recuperación Rougher de Zn vs. Dosis de Sulfato de Cobre..... | 86 |
| Tabla 34 Dosificación de reactivos flotación Ro. de zinc vs. Dosificación de sulfato de cobre | 87 |
| Tabla 35 Balance metalúrgico prueba 4..... | 88 |
| Tabla 36 Dosificación de reactivos flotación Ro. de zinc vs. Dosificación. de sulfato de cobre | 88 |
| Tabla 37 Balance metalúrgico prueba 5..... | 89 |
| Tabla 38 Dosificación de reactivos para producción de concentrados Ro. homogéneo .. | 90 |
| Tabla 39 Balance metalúrgico prueba 6..... | 90 |
| Tabla 40 Recuperación de zinc en cleaner III vs tiempo de remolienda..... | 91 |
| Tabla 41 Dosificación de Reactivos Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda..... | 93 |
| Tabla 42 Balance Metalúrgico Prueba 7 | 94 |

| | |
|---------------------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Tabla 43 Dosificación Reactivos en Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda..... | 94 |
| Tabla 44 Balance Metalúrgico Prueba 8..... | 95 |
| Tabla 45 Dosificación de Reactivos de Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda..... | 95 |
| Tabla 46 Balance Metalúrgico Prueba 9..... | 96 |
| Tabla 47 Dosificación de Reactivos en Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda..... | 96 |
| Tabla 48 Balance Metalúrgico Prueba 10..... | 97 |
| Tabla 49 Resultados de Recuperación de Zinc Para el Diseño Hexagonal..... | 98 |
| Tabla 50 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 1..... | 99 |
| Tabla 51 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 2..... | 99 |
| Tabla 52 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 3..... | 100 |
| Tabla 53 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 4..... | 101 |
| Tabla 54 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal Prueba 5..... | 101 |
| Tabla 55 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 6..... | 102 |
| Tabla 56 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 7..... | 102 |
| Tabla 57 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 8..... | 103 |
| Tabla 58 Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 9..... | 103 |
| Tabla 59 Variable Superior e Inferior de Sulfato de Cobre y Tiempo de Remolienda . | 104 |
| Tabla 60 Plantilla Codificada del Diseño Hexagonal..... | 105 |
| Tabla 61 Matriz del Diseño a Escala Codificada y Natural Para Diseño Hexagonal | 105 |
| Tabla 62 Matriz de Coeficientes de Regresión expresado en unidades reales..... | 106 |
| Tabla 63 Los Valores Predichos Según la Regresión..... | 107 |
| Tabla 64 Desviación estándar y R cuadrado | 107 |
| Tabla 65 Coeficientes de Modelo Matemático..... | 108 |

| | |
|-----------------------------------------------------------------------------------|------------|
| Tabla 66 Coeficientes del Modelo Matemático..... | 108 |
| Tabla 67 Análisis de Varianza | 109 |
| Tabla 68 Elementos de cabeza y colas Pb-Ag | 120 |
| Tabla 69 Índice de Moliendabilidad | 118 |
| Tabla 70 Prueba 1 Dosificación de flotación diferencial Ag-Pb-Zn | 120 |
| Tabla 71 Prueba 1 Balance metalúrgico flotación diferencial Ag-Pb-Zn | 121 |
| Tabla 72 Prueba 2 flotación diferencial Ag-Pb-Zn | 122 |
| Tabla 73 Prueba 2 flotación diferencial Ag-Pb-Zn | 123 |
| Tabla 74 Consumo y dosificación de reactivos planta Recuperada. | 124 |
| Tabla 75 Balance Metalúrgico acumulado MMTP - 2018 | 125 |
| Tabla 76 Análisis Valorado del depósito de relave | 127 |

LISTA DE FIGURAS

| | |
|----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------|
| <i>Figura 1. Diagrama de flujo de la ubicación del estudio. Fuente. (Elaboración propia).....</i> | <i>4</i> |
| <i>Figura 2. Diagrama de flujo de las Pruebas de Flotación. Fuente. (Elaboración propia)....</i> | <i>9</i> |
| <i>Figura 3. Adsorción de partícula en burbuja de aire. Fuente. (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)</i> | <i>15</i> |
| <i>Figura 4 Superficie Mojable con Aire. Fuente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)</i> | <i>18</i> |
| <i>Figura 5 Superficie Mojable con Agua. Fuente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)</i> | <i>18</i> |
| <i>Figura 6. Flotación de minerales hidrofóbicas y comportamiento de minerales hidrofílicos.</i> | <i>20</i> |
| <i>Figura 7. Comportamiento de la burbuja de aire en superficie sólida. Fuente (SALAGER &</i> | <i>20</i> |
| <i>Figura 8. Hidrofobación por Adsorción de un Surfactante.</i> | <i>22</i> |
| <i>Figura 9. Captura de una Película por una Burbuja.</i> | <i>26</i> |
| <i>Figura 10. Plano de Ubicación de Unidad Recuperada. Fuente. (Elaboración propia)</i> | <i>30</i> |
| <i>Figura 11. Vías de Acceso a Unidad Recuperada. Fuente (Elaboración propia)</i> | <i>31</i> |
| <i>Figura 12. Representación de Diseño Factorial $k=3$.</i> | <i>54</i> |
| <i>Figura 13. Representación de Diseño Hexagonal. Fuente (Elaboración propia).....</i> | <i>62</i> |
| <i>Figura 14. Diagrama de Pareto de los Efectos en la Etapa Screening. Fuente (Elaboración propia)</i> | <i>73</i> |
| <i>Figura 15. Análisis de Gráficas de Residuos. Fuente (Elaboración propia).....</i> | <i>75</i> |
| <i>Figura 16. Gráfica de Superficies de Y vs, X1, X4. Fuente (Elaboración propia)</i> | <i>77</i> |

| | |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----|
| <i>Figura 17. Gráfica de Contorno de Y vs. X_1, X_4. Fuente (Elaboración propia)</i> | 78 |
| <i>Figura 18. Recuperación Rougher de Zinc vs. Tiempo de Acondicionamiento. Fuente. (Elaboración propia)</i> | 82 |
| <i>Figura 19. Recuperación Rougher de Zinc vs, Dosificación de Sulfato de Cobre. Fuente (Elaboración propia)</i> | 87 |
| <i>Figura 20. Recuperación de zinc vs tiempo de remolienda. Fuente (Elaboración propia)</i> . | 92 |
| <i>Figura 21. Recuperación de zinc vs. remolienda, micras. Fuente (Elaboración propia)</i> | 92 |
| <i>Figura 22. P80(micras) vs. Concentrado cleaner III (%). Fuente (Elaboración propia)</i> | 93 |
| <i>Figura 23. Diagrama de flujo de flotación. Fuente (Elaboración propia)</i> | 98 |
| <i>Figura 24. Distribución de probabilidad. Fuente. (Elaboración propia)</i> | 110 |
| <i>Figura 25. Gráfica de Superficie de Diseño Hexagonal en Tres Dimensiones. Fuente (Elaboración propia)</i> | 111 |
| <i>Figura 26. Gráfica Superficie de Contorno de Recuperación de Zinc vs.X_1 X_2. Fuente (Elaboración propia)</i> | 112 |
| <i>Figura 27. Identificación de la zona de estudio de problema en diagrama de flujo. Fuente (Elaboración propia)</i> | 117 |
| <i>Figura 28. Índice de Moliendabilidad. Fuente (Elaboración propia)</i> | 118 |
| <i>Figura 29. Diagrama de flujo de las pruebas de flotación polimetálica. Fuente (Elaboración propia)</i> | 119 |
| <i>Figura 30. Tabla T-student. Fuente Pedro Díaz B., Pág. 43</i> | 128 |
| <i>Figura 31. Tabla distribución F. Fuente Pedro Díaz B., Pág. 48</i> | 129 |
| <i>Figura 32. Planta Concentradora Corralpampa-U.M. Recuperada. Fuente (Elaboración propia)</i> | 130 |

| | |
|---------------------------------------------------------------------------|-----|
| <i>Figura 33. Flotación Bulk Pb/Ag. Fuente (Elaboración propia)</i> | 130 |
| <i>Figura 34. Concentrado de plomo. Fuente (Elaboración propia)</i> | 131 |
| <i>Figura 35. Concentrado de Zn. Fuente (Elaboración propia)</i> | 131 |
| <i>Figura 36. Mineral acumulado en cancha de gruesos</i> | 132 |

NOMENCLATURA

| | |
|-------------------|---------------------------------|
| Tcs | Tonelada corta seca |
| g/TM | Gramos por tonelada métricas |
| RPM | Revoluciones por minuto |
| Oz | Onzas |
| Ton | Toneladas |
| TM | Toneladas métricas |
| ” | Pulgadas |
| g/L | Gramos por litro |
| lb/Tcs | Libra por tonelada corta seca |
| HP | Caballos de fuerza o horsepower |
| VOLT | Voltaje |
| Ft | Pies |
| l/seg | Litros por segundo |
| Ph | Potencial hidrogeno |
| Seg | Segundo |
| CuSO ₄ | Sulfato de Cobre |
| MIBC | Metil Isobutil Carbinol |
| ZnO _x | Oxido de Zinc |
| Z-11 | Xantato Isopropílico de Sodio |
| Z-6 | Xantato Isobutilico de sodio |
| R.C | Radio de Concentración |

| | |
|--------------------|----------------------|
| %S | Porcentaje de sólido |
| NaCO ₃ | Carbonato de Sodio |
| A-3418 | Aerophine 3418 |
| Zn SO ₄ | Sulfato de Zinc |
| Km | Kilometro |
| M | metro |
| Scv | Scavenger |
| Cl | Cleaner |
| Ro | Rougher |

RESUMEN

El presente trabajo de investigación tuvo como objetivo principal optimizar la recuperación de zinc en la segunda etapa de flotación de minerales polimetálicos de la empresa Mines and Metals Trading Perú, donde su Recuperación promedio anual de Zinc es de 82% (ver anexo 7). Las muestras se tomaron de la planta concentradora Recuperada, el muestreo de mineral fresco se realizó en la faja N°01 que alimenta a la molienda primaria y las muestras de pulpa se obtuvieron de las colas de flotación bulk Pb/Ag. Durante el estudio se realizó pruebas preliminares de flotación con la finalidad de seleccionar las variables independientes que tienen mayor influencia en la variable dependiente (Recuperación de zinc) haciendo uso del programa estadístico MINITAB. Para la flotación preliminar se tomó como base las dosificaciones de acuerdo al historial del proceso de planta concentradora Recuperada. Las variables de mayor influencia se seleccionaron con el T-student del programa estadístico MINITAB obteniendo el de mayor orden de significancia, el tiempo de remolienda (minutos) y luego el sulfato de cobre (g/TM).

Para cumplir con el objetivo de optimizar la recuperación de zinc, con las variables seleccionadas se realiza el proceso de optimización con el diseño hexagonal y el análisis estadístico con el software Minitab, de esta manera se encuentra el modelo de la ecuación del modelo cuadrático. Al modelo obtenido se realiza las derivadas parciales para encontrar los valores máximos de las variables, obteniéndose el valor máximo de sulfato de cobre es de 351.06 g/TM, tiempo de remolienda de 5.06 minutos y la recuperación máxima de 88%. Con los valores máximas de las variables se realiza pruebas metalúrgicas con mineral fresco y se obtiene una recuperación de zinc de 87.70%.

Palabras clave: Recuperación, Flotación, Minitab.

ABSTRACT

The main objective of this research work was to optimize the recovery of zinc in the second stage of flotation of polymetallic minerals of the company Mines and Metals Trading Peru, where its average annual recovery of Zinc is 82% (see Annex 7). The samples were taken from the Recuperada concentrator plant, the fresh mineral sampling was carried out in the belt No. 01 that feeds the primary mill and the pulp samples were obtained from the bulk Pb / Ag flotation tails. During the study, preliminary flotation tests were carried out in order to select the independent variables that have the greatest influence on the dependent variable (Zinc recovery) using the MINITAB statistical program. For the preliminary flotation, the dosages were taken as a basis according to the history of the Recovered concentrator plant process. The variables with the greatest influence were selected with the T-student of the MINITAB statistical program, obtaining the one with the highest order of significance, the regrinding time (minutes) and then the copper sulfate (g / TM).

To meet the objective of optimizing zinc recovery, the optimization process with the hexagonal design and statistical analysis with the Minitab software is carried out with the selected variables, in this way the model of the equation of the quadratic model is found. From the model obtained, the partial derivatives are carried out to find the maximum values of the variables, obtaining the maximum value of copper sulfate is 351.06 g / TM, regrinding time of 5.06 minutes and the maximum recovery of 88%. With the maximum values of the variables, metallurgical tests are carried out with fresh mineral and a zinc recovery of 87.70% is obtained.

Keywords: Recovery, Flotation, Minitab.

CAPÍTULO I

1. Planteamiento del estudio

1.1 Situación problemática

En la actualidad, los minerales polimetálicos de Ag-Pb-Zn son de naturaleza compleja, consecuentemente su procesamiento técnico-económico depende de la mineralogía de la mena y las propiedades físico-químicas de cada especie individual frente al proceso de flotación. El tratamiento más practicado de estos minerales es la flotación bulk Ag/Pb donde se obtiene el concentrado comerciable de plomo; seguida de la flotación de minerales de zinc donde se obtiene el concentrado comercial de Zn (AZAÑERO ORTIZ, y otros, 2010, p. 1).

El proceso de optimización en procesamiento de minerales polimetálicos aun no fue estudiado de acuerdo a los modernos técnicas de investigación en el área metalúrgica esto debido a la complejidad mineralógica del mineral que presenta cada una de las distintas minas del Perú.

En el Perú la mayoría de las minas medianas y pequeñas presentan leyes más altas (Ag, Pb, Cu y Zn) en comparación de otros países que procesan leyes marginales por lo cual

recurren a la investigación metalúrgica para poder lograr optimizar sus variables y parámetros operativos generando mayor rentabilidad y mejorar el uso de sus recursos.

El presente estudio de optimización en la recuperación de zinc (%) mediante el proceso de flotación tiene la siguiente caracterización química.

Tabla 1

Caracterización química de mineral

| Elementos | | Cabeza | |
|-----------------------------|-------|----------------|-----------------|
| | | Cabeza General | Colas del Pb-Ag |
| Ag | Oz/tc | 7.0 | 0.4 |
| Pb | % | 3.3 | 0.1 |
| Zn | % | 3.1 | 2.3 |
| ZnOx | % | 0.0 | 0.1 |
| Fe | % | 5.1 | 5.1 |
| S total | % | 7.8 | 6.8 |
| C total | % | 1.17 | 1.11 |
| ICP – Multielementos | | | |
| Cu | % | 0.13 | 0.02 |
| Al | % | 0.30 | 0.38 |
| Ca | % | 2.88 | 2.65 |
| K | % | 0.11 | 0.16 |
| Mg | % | 0.43 | 0.40 |
| Mn | % | 0.39 | 0.34 |
| Na | % | 0.00 | 0.01 |
| Ti | % | 0.00 | 0.00 |
| As | ppm | 1125 | 850 |
| Ba | ppm | 281 | 320 |
| Be | ppm | 7 | 7 |
| Bi | ppm | 16 | 15 |

| | | | |
|----|-----|------|-----|
| Cd | ppm | 156 | 118 |
| Co | ppm | 6 | 7 |
| Cr | ppm | 15 | 24 |
| Ni | ppm | 12 | 13 |
| P | ppm | 644 | 736 |
| Sb | ppm | 1739 | 110 |
| Sc | ppm | 9 | 9 |
| Sn | ppm | <5 | <5 |
| Sr | ppm | 90 | 99 |
| V | ppm | 9 | 10 |
| W | ppm | 10 | <1 |
| Y | ppm | 12 | 12 |
| Zr | ppm | <1 | <1 |

Fuente. Datos obtenidos de L.Plenge.

1.2 Formulación del Problema

El método de la flotación por espumas para la concentración de minerales polimetálicos sulfurados, como es el caso del plata, plomo y zinc, es el que en la actualidad es empleado para tal fin, lo que fundamentalmente implica la necesidad de un conocimiento del comportamiento de las especies minerales incluidas tanto valiosas como no valiosas y su comportamiento frente a las principales parámetros y variables de este proceso y dentro de estas la implicancia del comportamiento del sistema de flotación con la adición de reactivos (colectores, modificadores y espumantes) con la finalidad de optimizar la calidad de los concentrados y la recuperación de las especies valiosas.

La complejidad mineralógica de cada especie es distinta de cada zona de explotación de minerales ya sea sulfurado, óxidos, carbonatos y/o mixtos, lo cual dificulta controlar el correcto performance metalúrgico, durante el tratamiento de minerales así perjudicando la recuperación de la misma y por ende perjudica el tema económico del proyecto, otro de los factores que afecta la recuperación de los concentrados es la deficiencia en la

dosificación de reactivos al proceso de flotación. En la figura 1 se muestra el punto de estudio realizado.

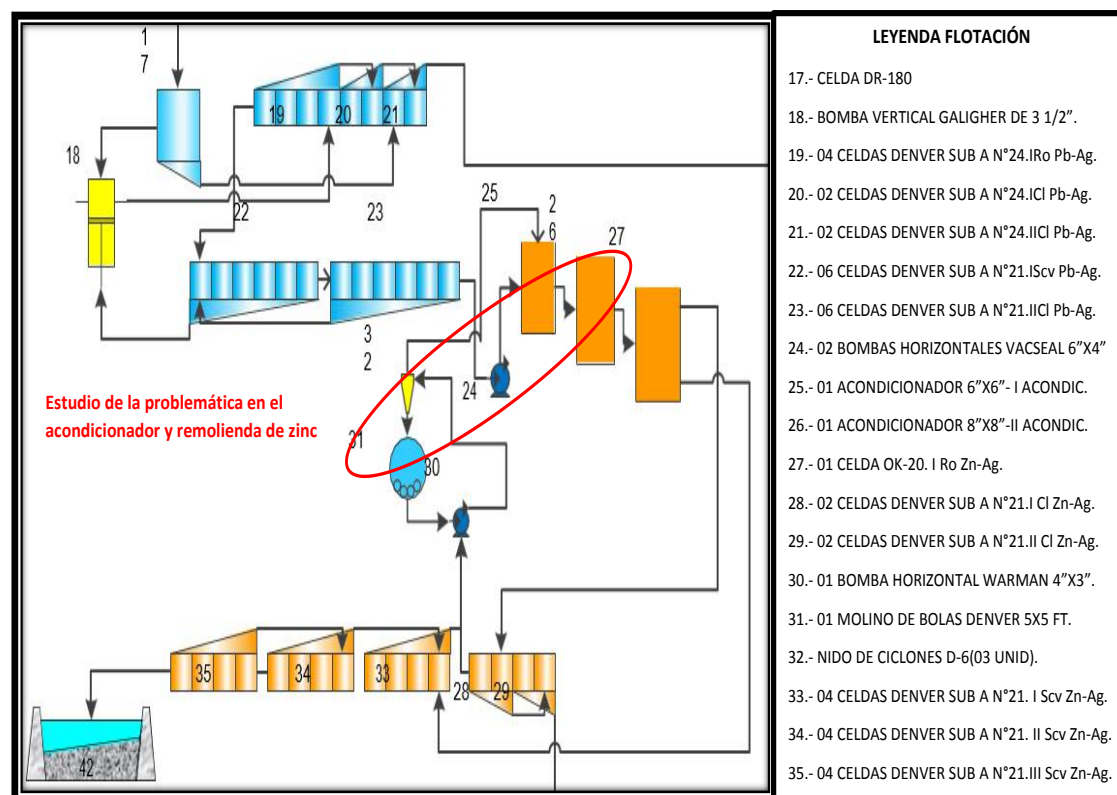


Figura 1. Diagrama de flujo de la ubicación del estudio. Fuente. (Elaboración propia)

1.2.1 Problema general.

¿De qué manera se puede optimizar la recuperación de zinc de minerales polimetálicos en la segunda etapa del proceso de flotación en la empresa Mines and Metals Trading Perú?

1.2.2 Problemas Específicos.

¿Cómo se puede optimizar la recuperación de zinc de minerales polimetálicos en el circuito cleaner mediante el tiempo de remolienda en el proceso de flotación?

¿Cómo se puede optimizar la recuperación de zinc de minerales polimetálicos mediante la dosificación de reactivos?

1.3 Justificación de la Investigación

1.3.1 Justificación teórica.

El proyecto de investigación metalúrgica mediante proceso de flotación de minerales, está dirigido a todas las empresas mineras del Perú, que en muchos casos cuentan con problemas operacionales por contar con minerales de distintas características en sus minas, se podría afirmar que cada mina tiene sus propios problemas.

La flotación de minerales es un proceso fisicoquímico usado para la separación de sólidos finamente divididos, donde para obtener resultados óptimos de recuperación y calidad que generen un margen de utilidad positivo intervienen parámetros y variables, en donde la flotación de minerales depende de las distintas etapas de conminución (CURRIE, 1984, p. 7-1).

La abundancia de minas en el territorio peruano, se caracterizan por tener una mineralogía y una formación geológica bastante compleja, tanto como los minerales de plata, plomo y zinc de las minas de la empresa Mines And Metals Trading Perú (ver Anexo 1), los ingenieros metalurgistas en las distintas plantas de concentración desarrollan estudios de investigación acerca del comportamiento de las diferentes variables de operación en la planta concentradora.

1.3.2 Justificación práctica

En unidades mineras tanto pequeñas y medianas se continúan trabajando con el método antiguo donde consistía en concentrar los minerales con altas leyes para posterior comercialización, durante el proceso de flotación no se tenía un control adecuado en cuanto a los variables operacionales, esta práctica genero problemas en la recuperación y grado de concentrados cuando las leyes de cabeza de mineral decayeron en las minas. En tal sentido se realiza estudio de investigación en el circuito de flotación de zinc, con el objetivo de optimizar la recuperación de zinc que disminuyeron al decaer las leyes de cabeza.

Para lograr optimizar la recuperación de zinc, se realiza pruebas experimentales en laboratorio metalúrgico y la aplicación del diseño hexagonal.

1.3.3 Justificación económica.

Actualmente el negocio de los concentrados polimetálicos de plomo y zinc no son tan alentadores por la baja cotización en el mercado internacional lo cual incentiva buscar métodos de optimización mediante la investigación metalúrgica para lograr incrementar la recuperación de sus concentrados y poder generar un margen de utilidades rentables. En la compañía Minera Yauliyacu se realizó un estudio de Optimización de la recuperación de zinc en la etapa de flotación, logrando reducir el consumo de Sulfato de cobre (CuSO_4).

Por tales motivos las pruebas experimentales que se realizaron son de suma importancia y nos ayuda buscar las distintas formas de minimizar los costos de producción y generar mayor rentabilidad.

1.3.4 Justificación social.

En el aspecto social las nuevas tecnologías para procesar minerales con leyes marginales benefician a las comunidades de influencia directa e indirecta por garantizar el empleo local y ampliar el tiempo de vida de la mina. También garantizan el desarrollo de la comunidad para las futuras generaciones.

1.4 Objetivos de la Investigación

1.4.1 Objetivo General

Optimizar la recuperación de zinc mediante el tiempo de remolienda y dosificación del sulfato de cobre en el proceso de flotación, en la segunda etapa de minerales sulfurados polimetálicos en la planta concentradora “Recuperada” de la empresa Mines and Metals Trading Perú.

1.4.2 Objetivos Específicos

Determinar el tiempo de remolienda adecuado en la etapa cleaner para optimizar la recuperación de Zn.

Determinar la dosificación adecuada de sulfato de cobre en el acondicionador para mejorar la recuperación de Zn.

1.5 Hipótesis y Variables

1.5.1 Hipótesis General

La optimización del tiempo de remolienda en la etapa cleaner y la dosificación del sulfato de cobre en el proceso de flotación mejorará la recuperación de zinc en la empresa Mines and Metals Trading Perú.

1.5.2 Hipótesis Específicas.

La determinación del tiempo de remolienda en la etapa cleaner de zinc nos permitirá optimizar la recuperación.

La determinación adecuada de la dosificación de sulfato de cobre en el acondicionador nos permitirá mejorar la recuperación de Zn.

1.5.3 Identificación de Variables

Las variables a considerar en la primera etapa de acondicionamiento para la flotación de Zinc, son los siguientes:

Variable independiente en el acondicionador.

- Administración de sulfato de cobre.

Variable dependiente en el acondicionador:

- Recuperación de Zinc (%).

Variable independiente en la remolienda cleaner:

- Tiempo de remolienda.

Variable dependiente en remolienda cleaner:

- Recuperación de Zinc (%).

Variables involucradas bajo control:

- Velocidad de agitación (RPM).
- % de sólidos.
- Tiempo de flotación.
- Peso de muestra de mineral.
- Presión de flujo de aire.

1.5.4 Operacionalización de Variables

La selección de variables independientes como sulfato de cobre(CuSO_4) y tiempo de remolienda(min) esta última que permite obtener una granulometría de 20 micras, las variables mencionadas influyen directamente(al bajar o subir los rangos de control afecta positiva o negativamente a la recuperación) en la optimización de recuperación de Zinc, la selección de variables independientes se realizó mediante la distribución de probabilidad T-student y la optimización de recuperación de zinc mediante el diseño hexagonal (diseños rotables), el análisis estadístico de resultados se realizó con el uso del programa estadístico MINITAB con la finalidad de, analizar y mejorar la eficiencia de variables en el presente trabajo de investigación. Para la optimización de zinc, MINITAB nos proporciona la ecuación que gobierna el modelo, donde obtenemos valores máximos de las variables independientes y por consiguiente la recuperación máxima.

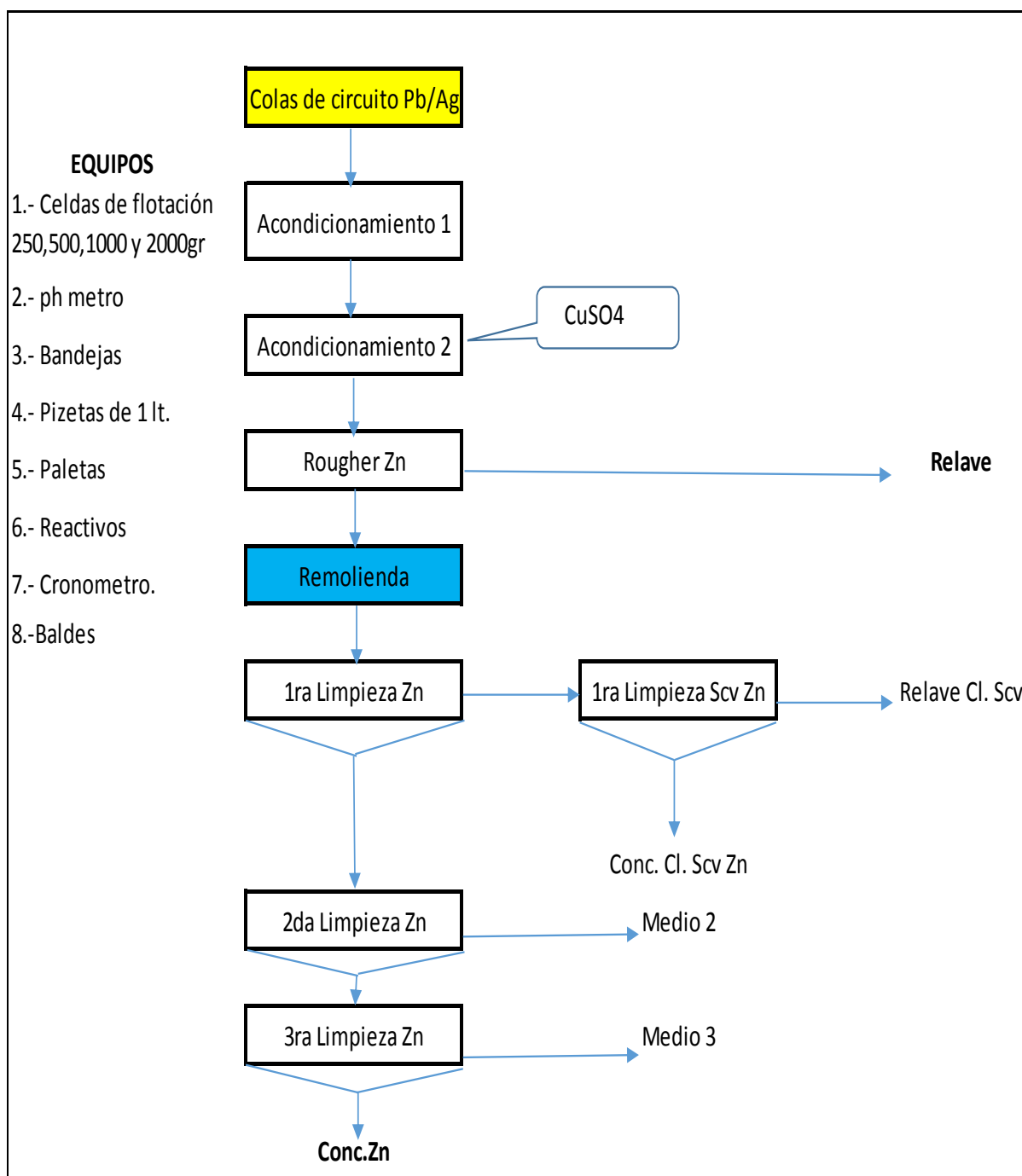


Figura 2. Diagrama de flujo de las Pruebas de Flotación. Fuente. (Elaboración propia)

1.6 Matriz de Consistencia

Tabla 2

Matriz de consistencia

| TÍTULO TESIS: OPTIMIZACIÓN EN LA RECUPERACIÓN DE ZINC DE MINERALES POLIMÉTALICOS MEDIANTE EL PROCESO DE FLOTACIÓN EN LA EMPRESA MINES AND METALS TRADING PERÚ – HUANCABELICA | | | | |
|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|--------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|-----------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------|
| PROBLEMA GENERAL | OBJETIVO GENERAL | HIPÓTESIS | | |
| | | HIPÓTESIS GENERAL | VARIABLES DE LA HIPÓTESIS | |
| | | | IDENTIFICACIÓN | TÉCNICAS DE RECOLECCIÓN |
| ¿De qué manera se puede optimizar la recuperación de zinc de minerales polimetálicos en la segunda etapa del proceso de flotación en la empresa Mines and Metals Trading Perú? | Optimizar la recuperación de zinc mediante el tiempo de remolienda y dosificación del sulfato de cobre en el proceso de flotación, en la segunda etapa de minerales sulfurados polimetálicos en la planta concentradora “Recuperada” de la empresa Mines and Metals Trading Perú. | La optimización del tiempo de remolienda en la etapa cleaner y la dosificación del sulfato de cobre en el proceso de flotación mejorará la recuperación de zinc en la empresa Mines and Metals Trading Perú. | Variable Independiente: - Tiempo de remolienda - Dosificación de sulfato de cobre | - Muestreo. - Controladores de dosificación |
| | | | Variable Dependiente: - % de Recuperación | -Pruebas metalúrgicas de flotación |
| | | | Variables intervinientes Controladas: | -Pruebas metalúrgicas de flotación. |
| | | | -Peso de mineral | |
| | | | -Flujo de aire | |
| | | | -Tiempo de flotación | |
| | | | -Revoluciones de agitación (RPM) | |
| | | | - % de solidos -Concentración de reactivos | |

| PROBLEMAS ESPECÍFICOS | OBJETIVOS ESPECÍFICOS | HIPÓTESIS ESPECÍFICAS | VARIABLES DE LA HIPÓTESIS | |
|-----------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|------------------------------------|----------------------------------------------|
| Problema Específico N° 1 | Objetivo Específico N° 1 | Hipótesis Específica N° 1 | Identificación | Técnicas de Recolección |
| ¿Cómo se puede optimizar la recuperación de zinc de minerales polimetálicos en el circuito cleaner mediante el tiempo de remolienda en el proceso de flotación? | Determinar el tiempo de remolienda adecuado en la etapa cleaner para optimizar la recuperación de Zn. | La determinación del tiempo de remolienda en la etapa cleaner de zinc nos permitirá optimizar la recuperación. | Variable Independiente: | -Pruebas Metalúrgicas a nivel de laboratorio |
| | | | - Tiempo de remolienda | |
| | | | Variable Dependiente: | |
| | | | - Recuperación (%) | |
| Problema Específico N° 2 | Objetivo Específico N° 2 | Hipótesis Específica N° 2 | Identificación | Técnicas de Recolección |
| ¿Cómo se puede optimizar la recuperación de zinc de minerales polimetálicos mediante la dosificación de reactivos? | Determinar la dosificación adecuada de sulfato de cobre en el acondicionador para mejorar la recuperación de Zn. | La determinación adecuada de la dosificación de sulfato de cobre en el acondicionador nos permitirá mejorar la recuperación de Zn. | Variable Independiente: | Pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio |
| | | | -Dosificación de sulfato de cobre. | |
| | | | Variable Dependiente: | |
| | | | - Recuperación (%) | |

Fuente. Datos obtenidos de (Elaboración propia)

CAPITULO II

2. Marco teórico

2.1 *Antecedentes*

En la actualidad los negocios de los concentrados polimetálicos en especial el zinc ha presentado caída de precios en el mercado internacional.

Los precios del zinc caían más de un 2% hoy, después de que el gran flujo entrante del metal en almacenes de la Bolsa de Metales de Londres (LME) animó las expectativas de un pronto fin a la escasez de suministro. El zinc referencial en la LME perdía un 2.6%, a US\$ 2,827.50 la tonelada, a las 11:21 GMT, tras tocar un mínimo de tres semanas. El precio del metal usado especialmente en la galvanización del acero, ha crecido cerca de un 15% en lo que va de año, gracias a una escasez de oferta que llevó los inventarios en las LME a récords mínimos. Los precios tocaron un máximo de nueve meses y medio de US\$ 2,958 la tonelada el 4 de abril. No obstante, los analistas esperan que una reciente alza en la producción minera del zinc pueda alimentar el mercado del metal refinado a partir del segundo trimestre del año. Este aumento del suministro hará caer los precios hasta en torno los US\$2,300 para fines de año, advirtiendo que el zinc podría tener un peor desempeño que otros metales industriales. (Strachan, 2019)

Como se puede notar el precio del metal zinc actualmente se encuentran con precios bajos en el mercado, el costo del zinc a nivel internacional actualmente está cotizando en

precios bajos, por lo tanto, se tiene que buscar alternativas de mejorar la calidad y recuperación para generar un margen positivo de ganancias, el concentrado zinc en comparación del año 2018 la media ha disminuido, por lo cual se tiene que buscar alternativas de reducción de costos de procesamiento.

Por lo tanto, el estudio de investigación por proceso de flotación que se realiza es de gran importancia que busca optimizar la recuperación, es uno de los factores más primordiales para poder elegir la cantidad y la amplitud de análisis de estudio de cada variable.

Estudio realizado por (IGNACIO & DELGADO, 2013) “establece que en un proceso de flotación de minerales tanto las variables dependientes e independientes afectan ampliamente en los resultados metalúrgicos finales” (p.99).

En la Universidad Nacional Mayor de San Marcos se desarrolló un estudio de optimización de variables de la empresa Minera Milpo, en coordinación con el área de metalurgia extractiva llegando a realizar prácticas de flotación de minerales en presencia de los alumnos participantes, al finalizar la tarea se demostró como utilizar el ajuste por mínimos cuadrados y la optimización de variables por el software MINITAB (Chia, y otros, 2013).

En la compañía Minera Yauliyacu se realizó el estudio de Optimización el proceso de flotación de concentrado de zinc logrando reducir el consumo de Sulfato de cobre (CuSO_4) y se logró optimizar la recuperación de 87% a 94% (Chirio Infantes, 2018).

2.2 Bases Teóricas de flotación.

El proceso de flotación consiste en dividir el mineral molido finamente en dos o más productos mediante los procesos físicos y químicos. Los minerales finamente molidos son separados por el fenómeno de adsorción de su superficie hacia las burbujas de aire o al líquido. El fenómeno de adsorción de la partícula de mineral hacia la burbuja se realiza

mediante la modificación de la superficie de la partícula con los reactivos químicos como colectores (M. Currie, 1984, p. 7.1)

La flotación presenta una gama de fenómenos donde el de mayor importancia para que pueda influir en los resultados metalúrgicos es la hidrofobación de la partícula valiosa mediante la adsorción de sustancias químicas (colectores).

Antes de consolidar el concepto vamos a resumir el proceso de flotación. La operación de flotación, en su forma más simple, se efectúa desintegrando mecánicamente el mineral, en circuito cerrado para garantizar un tamaño de grano adecuado, y a continuación en un depósito, provisto de agitación, se efectúa el acondicionamiento de la pulpa acuosa mediante la adición de reactivos de flotación con el fin de que estos se distribuyan sobre la superficie de las partículas (Otero de la Gandara, 1976, p. 70). La flotación en concreto es la separación del mineral económico de la ganga, como ejemplo, la galena (PbS) se separa de los silicatos que están presentes como gangas.

Después de terminar el proceso de conminución del mineral se obtiene un mineral finamente molido de galena y ganga, este mineral será concentrado por el proceso de flotación por ser de un costo menor en comparación de otros procesos. Vamos a aprovechar la diferencia de la superficie de partícula de la galena, en comparación de la ganga donde la galena puede cubrir toda su superficie con sustancias químicas como los colectores logrando hidrofobar el mineral, en cambio la ganga se mantendrá mojada por el agua.

Según (Sutolov, 1963) afirma que “el proceso de flotación contempla un conjunto íntimo entre tres fases, de las cuales la líquida (agua) son casi invariables mientras que la sólida (los minerales), es la que varía de un caso a otro” (p.33).



Figura 3. Adsorción de partícula en burbuja de aire. Fuente.

(SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

Al mezclar el mineral finamente molido con la adición de agua se obtiene la pulpa donde se adiciona sustancias químicas en este caso los colectores, enseguida se procede a la agitación y aireación para la formación de burbujas. Los minerales de la galena después de ser hidrofobados se adsorben a las burbujas de aire y enseguida se adiciona el espumante con la finalidad de estabilizar las burbujas, las burbujas con movimiento ascendente son trasladado por rebose y son descargados a un recipiente o canaleta. Por otro lado, la ganga se mantiene en la zona de dispersión de la celda para continuar el proceso (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 3).

Las burbujas obtenidas son lavadas con agua y podemos visualizar macroscópicamente mediante el plateo que se ha obtenido galena de alta calidad.

Como podemos ver se explicó el principio básico de flotación de la galena donde podemos notar las diferentes etapas de separación de la galena y la ganga mediante procesos físicos y químicos.

Gaudin Informa también que en el siglo XV las personas usaban un método de concentración de piedras ultramarinas y de azurita, que estaba basado sobre la mojabilidad selectiva se ciertos minerales con aceites y agua, este método se practicó hasta el siglo XIX (Sutulov, 1963, p. 17).

El uso generalizado y la ampliación en las distintas operaciones es bastante reciente, la aplicación se demuestra en la Revolución Industrial en la segunda mitad del siglo XXI, esto a causa de la demanda de materias primas para la industria metalúrgica donde la gente enriquecía el mineral de baja ley antes del tratamiento (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 4).

Históricamente, los primeros intentos de flotación fueron concentrados en la recuperación de cobre, plomo y zinc; esto fue seguido por la recuperación de otros minerales metálicos de níquel, molibdeno, manganeso, cromo, cobalto, tungsteno, y otros. Asimismo, se fomentó bastante trabajo para la recuperación de minerales no metálicos o industriales, y hoy día, se producen grandes toneladas de fosfatos y potasio para las industrias de fertilizantes y detergentes. El carbón fino, anteriormente descartado como desperdicio, actualmente se recupera por flotación (CURRIE, 1984, p. 7-1).

Anteriormente la flotación consistía en mezclar el mineral molido con aceite en medio líquido (agua) donde los minerales sulfurados tenían afinidad de mojarse con el aceite y posteriormente ser arrastrados hacia un vertedero, pero este proceso de flotación tenía inconvenientes al presentar grumos que no se podía separar, los conglomerados de cierta forma ayudaban a concentrar mediante equipos de concentración gravimétrico (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 4).

A finales del siglo anterior los minerales como el sulfuro de plomo (galena), sulfuro de hierro (pirita) y Sulfuro de Zinc (esfalerita) se lograban separar mediante la variación de pH.

En 1925, Comelius H. Keller descubrió el uso de los xantatos como colectores para la flotación de minerales sulfurados, tal como lo describe una patente americana de 1925, lo que se constituyó un avance histórico en cuanto al uso de xantatos y años más tarde se incrementó el uso de otros reactivos químicos (surfactantes) que tienen la capacidad de

hidrofobizar las superficies de los minerales mediante el intercambio iónico de mineral y colector (Keller, 2002).

En la tabla 3, podemos ver las distintas variedades de mineral que podemos encontrar en nuestro planeta: desde minerales nativos como el oro, minerales oxidados como óxidos de hierro, óxidos de cobre, minerales compuestos por sal como carbonatos y fosfatos, también minerales de tipo silicatos.

Hace unos 30 años es utilizado la flotación de coloides mediante la insuflación de aire disuelto al proceso, que consistía en la producción e insuflación de burbujas de aire de tamaños promedios de una micra con la finalidad de colectar partículas coloidales.

Tabla 3

Tipos de minerales para flotación

| Elementos Nativos: Oro, azufre, cobre, plata |
|-------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------------|
| ➤ Minerales sulfurados: Galena (PbS), esfalerita (ZnS), pirita (FeS), molibdenita (MoS ₂) |
| ➤ Minerales Sulfurados complejos: Calcopirita (CuFeS ₂), Marmatita S(Zn,Fe). |
| ➤ Minerales Oxidados: Hematita (Fe ₂ O ₃), magnetita (Fe ₃ O ₄), casiterita (SnO ₂), rutilo (TiO ₂), cuarcita (SiO ₂) |
| ➤ Minerales Oxidados complejos: Ilmenita (FeTiO ₃), cromita (FeCr ₂ O ₄) |
| ➤ Minerales Silicatados: Berilo Be ₃ Al ₂ (Si ₆ O ₁₈), micas, talco Mg ₆ (Si ₈ O ₂₀)(OH) ₄ , arcillas Al ₄ Si ₄ O ₁₀ (OH) ₈ |
| ➤ Sales Minerales: silvinita KCl, calcita CaCO ₃ , fluorita CaF ₂ |

Fuente. *Datos obtenidos de (Sutolov, 1963)*

El método de flotación de coloides es un proceso que se utiliza para la clarificación de agua potable para el consumo humano, también se usa en los productos de caña de azúcar y en los jugos de frutas, la flotación de coloides nos ayuda a eliminar bacterias y también las proteínas (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 5).

En la flotación se podrían incluir métodos de separación a escala molecular. Cuando se inyecta aire a una solución que contiene surfactantes(xantatos) provoca la adsorción de moléculas en la superficie de las burbujas y luego será arrastradas ascendentemente por las burbujas. Lo que vemos hasta el momento no es la diferencia de tamaño, lo que se ve es que se trata de moléculas que se pueden disolver en agua. Por tales motivos podemos indicar que la flotación por espumas sea un método particular.

2.2.1 Fenómenos involucrados en la flotación

En una flotación más simple que podamos tener se puede encontrar una serie de fenómenos que pueden suscitar durante el proceso. Por ahora se dará mayor importancia a dos fenómenos principales como: Hidrodinámica de captura e Interfaciales determinantes.

Fenómenos interfaciales:

Consiste en la interacción de dos fluidos respecto a la superficie de la partícula, donde se puede observar la mojabilidad de la superficie de la partícula con los fluidos mediante la formación de los ángulos de contacto(Θ). En la figura 4 y 5 podemos visualizar dos tipos de fluidos como el agua y el aire o también en muchos casos es considerado el aceite, se puede ver que la interacción de los fluidos forma un ángulo de contacto dejando a las partículas con propiedades hidrofóbicas o hidrofílicas (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 7).

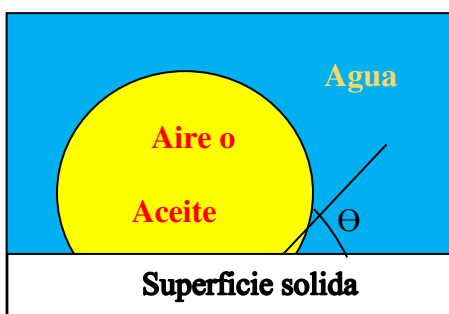


Figura 5 Superficie Mojable con Agua. Fuente

(SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

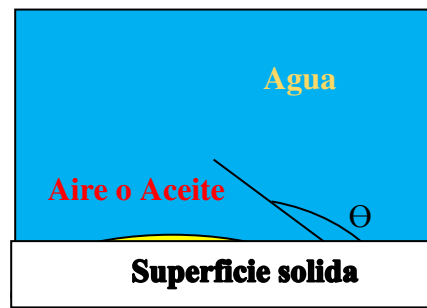
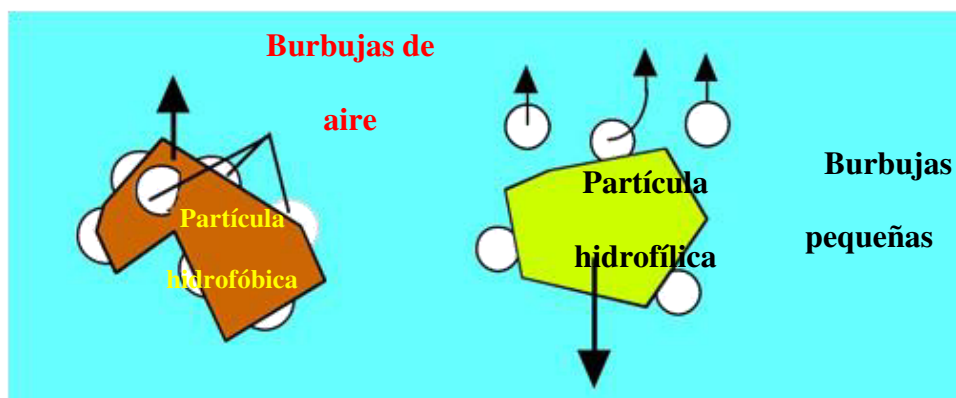


Figura 4 Superficie Mojable con Aire. Fuente

(SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

Si el ángulo de contacto con el agua, definido como lo indica la figura 5 es netamente inferior a 90° , la superficie es hidrófila o hidrofílica; si el ángulo de contacto es mayor que 90° , la superficie es hidrofóbica. En la figura 4 se puede observar que el ángulo de contacto que forman los fluidos es superior a 90° con ello se puede afirmar que la partícula es hidrofoba. Las partículas sólidas con superficies hidrofóbicas tienen a adsorberse rápidamente con las burbujas de aire. En el caso de la figura 5 podemos notar que las partículas sólidas son hidrofílicas por lo tanto tienen dificultad al momento de adsorberse a la burbuja por estar mojado, en cambio en la figura 4 se observa que la partícula sólida tiene un ángulo de contacto superior a 90° , este es un indicativo de la facilidad de adsorción a las burbujas de aire y ser arrastrados ascendentemente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 7).

En la figura 6 izquierda podemos ver que las partículas hidrofobadas son fácilmente adsorbidos en las burbujas grandes y pequeñas de aire, estas burbujas son arrastradas ascendentemente hacia la superficie, también podemos observar que los fluidos y la partícula forman claramente un ángulo de contacto superior a 90° . En la figura 6 derecha podemos ver burbujas grandes y pequeñas de aire, donde las partículas sólidas son hidrofílicas que al interactúa con los fluidos forman un ángulo de contacto inferior a 90° , esto imposibilita el arrastre con las burbujas de aire.



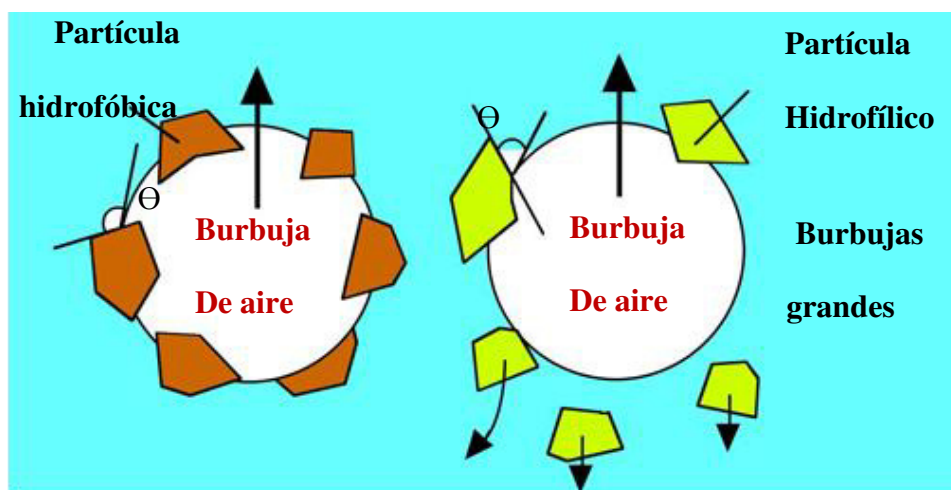


Figura 6. Flotación de minerales hidrofóbicos y comportamiento de minerales hidrofílicos.

Fuente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

Las consideraciones energéticas que se presentan son los responsables de la formación del ángulo de contacto, teniendo en cuenta que las áreas superficiales de las partículas son las mismas, así podemos ver en la figura 7 que muestra los casos a y b.

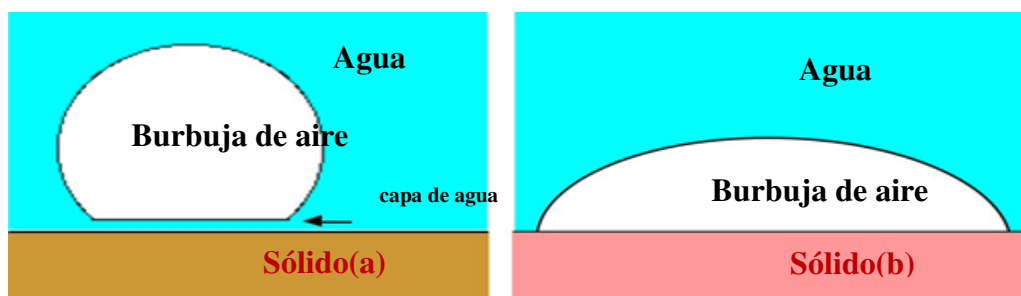


Figura 7. Comportamiento de la burbuja de aire en superficie sólida. Fuente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

En la figura 7(a), podemos ver una energía por área superficial de la zona de aproximación de la burbuja de aire a la superficie sólida, esta energía pertenece a la interacción del aire y agua en un lado de la capa y por el otro lado interactúa agua y sólido. En la figura 7(b), podemos ver que la capa de agua formada por la interacción de energía agua-agua desapareció, también vemos que la energía de interacción para la misma área superficial corresponde al aire-sólido. En este último se demuestra que el área superficial

de contacto aire – solido es mayor que el caso (a) (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 9).

Cuando se presenta un cambio, uno de los problemas es saber cuál de los estados será más estables y cuál de ellos ocurrirán simultáneamente en los casos (a) y (b). Al conocer las interacciones atractivas de Van der Waals y repulsivas (eléctricas) podemos hallar las energías que interactúan, de igual forma el estado de superficie sólida, estas condiciones dependen de la adsorción de la sustancia surfactante, de la alcalinidad (pH) y de la estructura molecular de la partícula (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 9).

(SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007) describe que “Derjaguin introdujo el concepto de presión de disyunción de la película, lo que puede permitir también evaluar la situación” (p.9). Se tiene una publicación bibliográfica de estos conceptos básicos en un texto en inglés (Surfaces Forces). Pero estos temas a tratar son muy complejos por lo tanto no podemos tratar con un texto básico que no abarca demasiado afondo el problema.

Las interacciones de aire – agua, aire- solido son de menor importancia que otras interacciones, debido a que el aire pertenece a la fase no condensada, por tal motivo no se tomara en cuenta en este estudio.

Las energías producidas por la atracción intermolecular de agua – agua son sumamente fuertes. fluido líquido que interactúa es el agua y por otro lado el ácido sulfhídrico que es un gas, esta atracción molecular se lleva a cabo por los puentes de hidrogeno que presentan que de cierta forma facilitan al caso (b), este hecho no sucedería en el caso extremo que la interacción agua-solido sean mucho más importante. Este caso sucedería cuando la superficie de la partícula sea polar, o en el caso de que existiera una posibilidad de enlace entre la superficie sólida y el agua. De esta manera las superficies de partículas mediante intercambio iónico pueden hidrofilar como el sílice y carbonatos, como en el caso (a). Este fenómeno ocurre cuando el pH es sumamente superior al punto

de carga cero, entonces podemos afirmar que este fenómeno va depender del pH, el punto cero es donde los iones adsorbidos de H^+ es igual a los iones adsorbidos de OH^- (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 9) .

Las gangas que están formados por silicatos se encuentran en solución de pH alto para que presente una carga suficientemente negativa para formar hidróxidos. Lo cual garantiza que la superficie de la partícula este hidrofílica y no pueda flotar.

Los minerales sulfurados y minerales nativos tienen poca probabilidad que puedan formar hidróxidos, lo que prima en este tipo de minerales es la formación de una superficie hidrófoba para facilitar la flotación, para que pueda cumplir este principio es importante usar reactivos surfactantes para condicionar la superficie del mineral.

Las sustancias químicas surfactantes(xantatos) se utiliza para condicionar la superficie solida del mineral, mediante intercambio iónico se logra formar una capa de surfactante en el mineral logrando obtener un mineral hidrofóbico, los reactivos surfactantes(xantato) formar una película en la superficie de la partícula de esta manera elimina la interacción de la fase solida – agua produciendo condiciones favorables para la flotación (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 10).

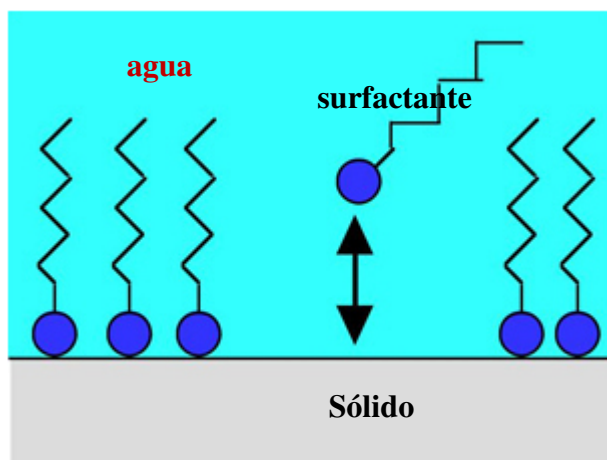


Figura 8. Hidrofobación por Adsorción de un Surfactante.

Fuente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

En los minerales sulfurados se utilizan reactivos surfactantes como los xantatos, al lado derecho podemos visualizar el radical ácido ditiocarbónico, las sales de ácidos xánticos en la que la letra R puede ser de grupo etilo hasta otro hexilo. El radical ácido ditioposfórico divalente que se encuentra al lado izquierdo constituye la base principal para la fabricación de los reactivos colectores aerofloat.



El mecanismo fundamental planteado es que hay un intercambio iónico, entre la partícula con superficie oxidada en la etapa de molienda y la sustancia surfactante, donde se produce un fuerte enlace que equilibra la adsorción. Para minerales oxidadas también se pueden usar jabones alcalinos que pertenecen al grupo de ácidos carboxílicos, estos jabones promueven la adsorción por la poca solubilidad que presentan en la flotación (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 10).

Los tipos de minerales como cuarzo y silicatos que tienen una carga negativa, se pueden llegar a flotar con surfactantes catiónicos del grupo de sales de ácidos xánticos. Estos reactivos son empleados para flotar silicatos. La adsorción es promovida supuestamente por la atracción eléctrica, esto sucede en condiciones incluso de baja concentración de surfactante. Por otro lado, al aumentar la concentración de surfactante catiónico, se puede formar una capa superficial de carga positiva y producir dos capas hidrofílicas. En la bicapa formada, en la primera capa se adsorbe la segunda capa hidrofóbica, exponiendo hacia el agua el grupo hidrofílico (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 11).

El fenómeno de la adsorción de reactivos surfactantes en el mineral podría ser favorecidos por la presencia de sustancias químicas llamados activadores, o también desfavorecidos por la presencia de sustancias químicas depresoras. Una demostración es, cuando se tiene iones divalentes en una superficie sólida facilita la adsorción de grupos

carboxilos de esta manera genera la formación de sales. El colector tiene un adversario que son los grupos de oligosacáridos, quienes reducen la eficiencia de adsorción del surfactante (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 11).

La adsorción de surfactantes catiónico en la superficie de una partícula genera una interacción eléctrica en medio de fluidos que pueden ser aplicados en la floco flotación. Una muestra seria cuando se producen burbujas de aire muy pequeñas en abundancia, se cargan positivamente y lograr adsorberse en las burbujas y flotar las proteínas, los aglomerados generalmente están cargados con carga negativa (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 11).

Fenómenos hidrodinámicos en la flotación:

“El fenómeno hidrodinámico en la flotación cosiste en la posibilidad y/o probabilidad que una burbuja de aire pueda adsorber las partículas hidrofobadas mediante reactivos surfactantes que fueron adheridos al proceso” (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 11).

Los factores probables que conllevan a la extracción de partículas sólidas en total son tres, podemos nombrar a continuación.

- La primera posibilidad es el choque de partícula – burbuja.
- La segunda posibilidad es la adhesión de partícula.
- La posibilidad del fenómeno de arrastre por conjunto de burbujas(espumas).

En los casos prácticos se puede visualizar que la dispersión de partículas sólidos y las burbujas son sometidas a altas velocidades de agitación por lo cual no podemos determinar exactamente los fenómenos suscitados dentro del proceso. De los estudios realizados se puede sacar un extracto como sigue:

Los choques son a consecuencia de procesos inerciales que se generan por movimientos aleatorio de partículas (difusión browniana) con las burbujas presentes. La

burbuja después de capturar las partículas asciende formando espumas hacia la superficie, se ilustra en la figura 9. Las partículas sólidas que se encuentran muy cercanas a las burbujas se adherirán. Para una mejor posibilidad de colisión entre partícula sólida y burbujas, se debe cumplir ciertas condiciones que el drenaje de la película de agua debe ser rápido entre la partícula y el gas, y dar tiempo suficientes para la colisión. Esto genera que en el proceso debe de haber una agitación adecuada para no romper las burbujas y una generación en abundancia de burbujas pequeñas (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 12).

Por otro lado, hay una mejor posibilidad de choque entre la partícula y la burbuja cuando la agitación es alta, pero se tendría que cuidar que las burbujas no se rompan por exceso de velocidad.

En la floculación es recomendable una agitación lenta para evitar que se rompan las partículas conglomerados coloidales que se formaron, la agitación alta sería deficiente para el proceso.

En la aproximación de la partícula sólida y la burbuja de aire a una distancia muy corta antes que se realice el choque, hay una posibilidad de adhesión de partícula, que consiste en la posibilidad que se rompa o no se rompa la película líquida en el intervalo del tiempo de choque. Estos cambios van depender de factores cinéticos y termodinámicos, como drenaje de la película líquida, estado de las superficies sólidas y potenciales respectivamente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 12).

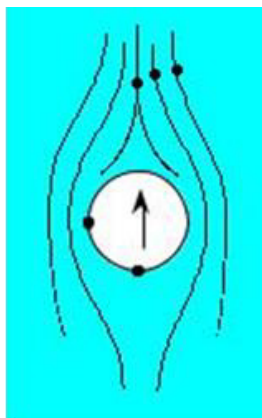


Figura 9. Captura de una Película por una Burbuja.

Fuente (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007)

Por último, podemos mencionar que una partícula una vez adsorbido por la burbuja hay la posibilidad que ascienda y que pueda formar parte de la espuma. Por otro lado, también hay la posibilidad de que la agitación de la celda pueda romper las burbujas o separarlas de la espuma. En este caso se mantiene la propiedad del fenómeno de histéresis donde se mantiene el ángulo de contacto, la partícula puede adherirse sin problemas a la espuma. Otro problema puede presentarse cuando el tamaño de la partícula sea inadecuado que generaría ineficiencia en el arrastre (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, p. 12).

A pesar de haber realizado estudios específicos de los fenómenos que involucran la flotación, aún quedan interrogantes acerca de combinaciones de los fenómenos que suscitan en el proceso, hasta el momento no se ha llegado a cuantificar la variedad de fenómenos que presentan al combinarlos, por lo cual el proceso de flotación requiere de pruebas experimentales para optimizar las variables dependientes e independientes. Para generar las condiciones operativas para un proceso de flotación se tiene que realizar un estudio a detalle de las variables involucradas (SALAGER & FORGIARINI de GUEDEZ, 2007, pág. 12)

2.3 Marco Conceptual

Balance metalúrgico. Es una base de datos cuantitativa, que es aplicado a todas las plantas concentradoras de minerales que pueden pertenecer a la gran minería, mediana minería, pequeña minería ya sea automatizada o convencional. El balance es necesario para poder calcular los tonelajes de producción de concentrado, contenido de finos de los metales beneficiosos, el porcentaje de recuperación, la ley de concentrado, ley de cabeza calculada y la ratio de concentración. Estos datos nos sirven para ver la eficiencia del proceso metalúrgico.

Cabeza calculada. Es la ley de cabeza calculada después de culminar el proceso, se determina haciendo la suma total de parciales de los contenidos finos de un elemento en cada producto obtenido entre el total del mineral procesado.

Caracterización. La caracterización se realiza para verificar la mineralogía de los minerales, así como sus propiedades físicas, como la dureza, el brillo, la exfoliación, entre otros.

Concentrado recleaner. Este concentrado se obtiene luego de realizar la limpieza de las espumas del concentrado cleaner (limpieza). Cuando se tiene concentrados que no cumplen con los parámetros de comercialización se apertura mayor cantidad de limpiezas donde la denominación ya sería primera limpieza, segunda limpieza, tercera limpieza y así sucesivamente hasta obtener un productor comerciable.

Concentrado rougher. Es el concentrado de la flotación primaria, en esta etapa la flotación es conjunta donde se trata de recuperar todo el mineral liberado en la molienda, el producto es alimentada al circuito cleaner, normalmente la flotación rougher está compuesta por un banco de celdas.

Concentrado scavenger. El sistema de flotación scavenger o de barrido es un circuito de flotación secundaria.

Contenido metálico. Es el valor en peso de elemento metálico beneficioso de cada producto de concentrado, se calcula al multiplicar el tonelaje de concentrado obtenido por la ley de concentrado. El contenido metálico fino de alimentación es igual a la suma de los contenidos de finos de los subproductos.

Densidad de pulpa. Es una mezcla producida por minerales finamente molidas con granulometría uniforme y el agua, una vez mezclada se le denomina pulpa que tiene sus propias características como gravedad específica, peso y volumen, la densidad esta denominado en peso por unidad de volumen, normalmente se utiliza Kg por litro o gramos por litro, la pulpa tiene un comportamiento de fluido que tiene como unidad de control el caudal.

Flotación de minerales. La flotación es un proceso fisicoquímico que consta de tres fases sólido-líquido-gaseoso que tiene por objetivo la separación de especies minerales mediante la adhesión selectiva de partículas minerales a burbujas de aire.

Granulometría. Es la medición de partículas en las distintas etapas de conminución que inicia desde la etapa de minado, chancado primario, chancado secundario, chancado terciario, molienda primaria, molienda secundaria, molienda terciario y remolienda. El circuito va depender de acuerdo a las características del mineral y a la granulometría que se quiera llegar, la granulometría adecuada es donde se obtiene el mayor % de minerales liberados.

Ley. Es la cantidad de valores que existe en un mineral o cualquier producto de concentración metalúrgica.

Molienda. Es la última etapa de conminución donde el objetivo es liberar todo el mineral valioso presente que será *concentrado*. La finalidad de este proceso de molienda es lograr reducir el mineral que es alimentado al circuito de molienda con una

granulometría aproximadamente de entre $\frac{1}{2}$ " a $\frac{3}{8}$ ", hasta poder obtener un producto adecuado para la flotación de aproximadamente entre 70 a 400 micrones. La granulometría adecuada de liberación está de acuerdo a las características de cada mineral.

Muestreo. Es la práctica que se realiza para obtener muestras representativas de un lote de mineral utilizando métodos tradicionales como cuarteo o muestreadores mecánicos u otros, esto con la finalidad de llevar un mejor control de calidad de alimentación y productos, las muestras obtenidas son enviados a un laboratorio químico para obtener las leyes de mineral.

Razón de concentración. Es el cálculo que se realiza para obtener una tonelada de concentrado valioso, el radio de concentración se obtiene al dividir el peso de mineral alimentado entre el peso de concentrado obtenido.

Reactivos de flotación. Son sustancias químicas capaces a la sorción selectiva en límites de fases y al cambio de sus propiedades físicos y químicos, creando condiciones para la flotación selectiva de partículas de un mineral determinado.

Recuperación metalúrgica. Es la razón entre la masa del material útil obtenido en el concentrado y la masa de material útil de la alimentación.

Relave. Es el resto del proceso de flotación donde contiene minerales hidrofílicos(gangas) de poco valor, el contenido de mineral valiosos es despreciables de valor insignificante. El relave en su gran mayoría contiene partículas de sílice y cuarzo.

2.4 Caracterización Geográfica del Distrito Minero

Ubicación y accesibilidad a unidad minera recuperada.

La empresa Mines and Metals Trading Perú adquiere la Unidad minera Recuperada en junio de 2017. Desde entonces Mines and Metals Trading Perú es el titular de las actividades mineras y metalúrgicas que vinieron desarrollando el Cía. Minera

Buenaventura desde el año 1960 en la unidad de producción Recuperada, ubicada en la Cordillera Occidental de los Andes, con altitudes que varían entre los 4200 y 5000 msnm. El área adquirida de la concesión minera y las coordenadas se muestra a continuación, Mines and Metals Trading Perú adquiere las concesiones Hallazgo 11, Hallazgo 12 y Recuperada DVC quienes se encuentran dentro de la Jurisdicción de Huachocolpa.

Tabla 4

Ubicación del Sector de la Unidad de Producción Recuperada

| Mina | Localidad | Distrito | Provincia | Departamento |
|------------|-------------|-------------|--------------|--------------|
| Recuperada | Corralpampa | Huachocolpa | Huancavelica | Huancavelica |

Fuente. Datos obtenidos de (Elaboración propia)

Las coordenadas UTM de la concesión son las siguientes:

Recuperada N 8549000 E 511000

El acceso desde la ciudad de Lima a la unidad de Producción Recuperada se efectúa por vía terrestre, a través de un ramal de la carretera Pisco Huancavelica que partiendo de la Laguna Choclococha une las minas Palomo, María Luz y Corralpampa, con una distancia aproximada de 240 Km. Una segunda vía lo constituye un ramal de la carretera Huancavelica, Julcani y Corralpampa con una distancia aproximada de 150 km.

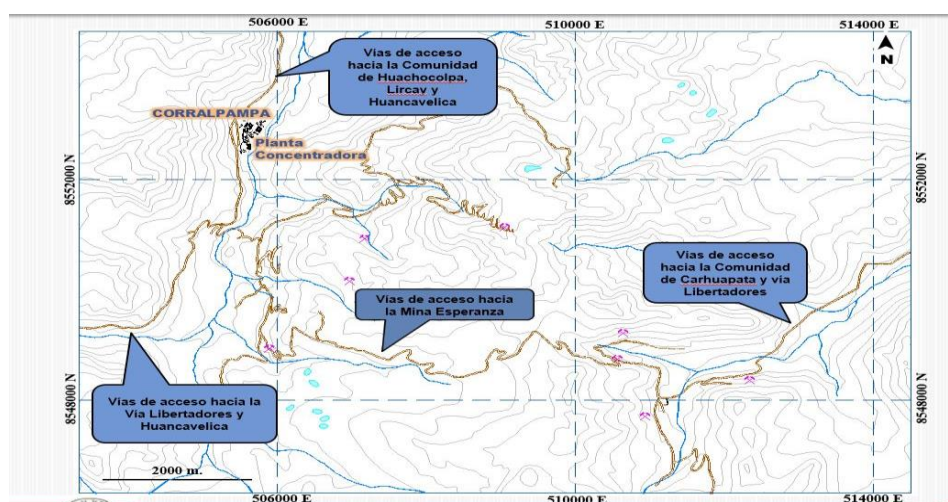


Figura 10. Plano de Ubicación de Unidad Recuperada. Fuente. (Elaboración propia)

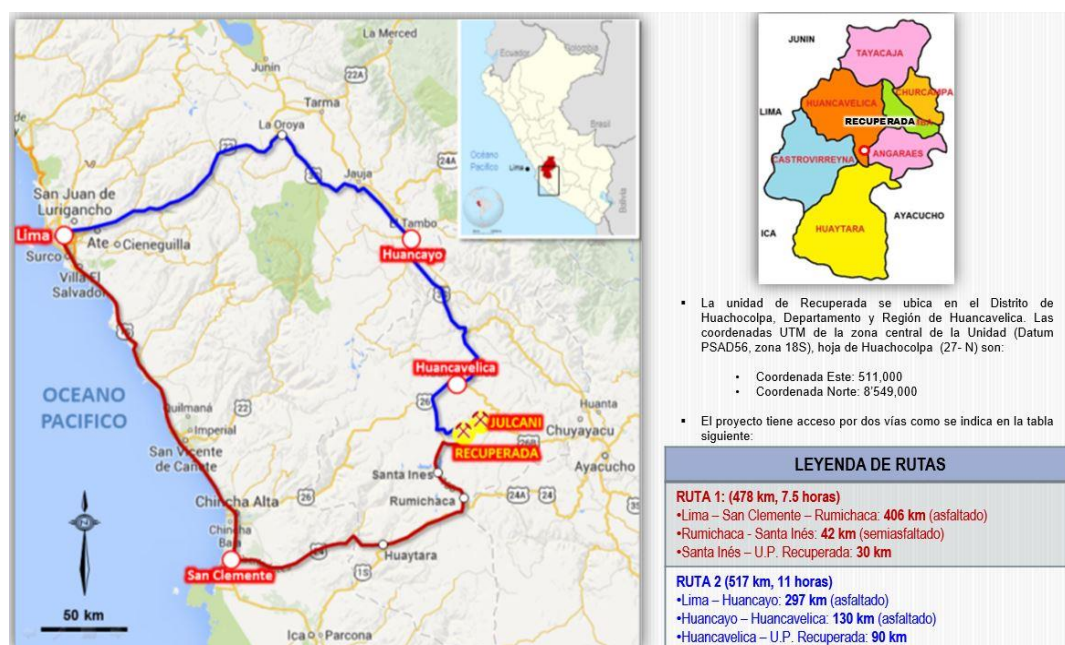


Figura 11. Vías de Acceso a Unidad Recuperada. Fuente (Elaboración propia)

Clima.

De acuerdo a un análisis regional de temperatura empleando el registro de las seis estaciones climatológicas: Túnel Cero, Agnocochoa, Lircay, Acobamba, Huancavelica y Paucarbamba, la temperatura promedio anual varía entre 3. 7° y 12. 7° c y una precipitación anual variable entre 800 y 1000 mm.

El clima en general es frío y seco, correspondiente a la región puna, con presencia estacional de fuertes precipitaciones pluviales. Entre los meses de noviembre a abril, se producen las mayores precipitaciones pluviales, nevadas y granizadas, que coinciden con las mayores temperaturas estacionales. Entre los meses de mayo a agosto, se producen descensos de temperaturas, junto con la escasez de precipitaciones, lo que da lugar al congelamiento del agua.

Topografía y Fisiografía.

La topografía es accidentada y esta recorrida por los ríos Pallcapampa y Totorapampa, estos forman el río Opamayo el cual desemboca en el río Lircay, desembocando este

último en el río Mantaro. La erosión fluvial a cortado valles profundos; el drenaje es dendrítico.

Se definen localmente básicamente dos unidades geomorfológicas: Cuenca media y cuenca alta. La cuenca media corresponde a las partes más bajas de la zona hacia la parte norte del yacimiento; en esta zona la alta velocidad del agua indica que los ríos del área no han conseguido su perfil de equilibrio, presentando la sección transversal del valle perfil en “V”. Las pendientes varían de 5° a 80°. La cuenca alta corresponde al sitio del emplazamiento del yacimiento, en el cual se observa un paisaje altiplánico, de pendientes entre 5° y 40° y de buena estabilidad.

Descripción del método de explotación minera.

- El método de explotación a utilizarse será el Corte y Relleno Ascendente convencional, con relleno detrítico.
- Diseño ingeniería conceptual
- El método de corte y relleno ascendente convencional es utilizado en vetas o cuerpos mineralizados como:
 - En cuerpos y vetas de bajo o medianamente competentes.
 - En cajas incompetentes o de poca competencia.
 - En cuerpos y vetas mineralizados con cualquier tipo de inclinación.
 - En cuerpos y vetas en zonas mineralizadas con distintas potencias.
 - En cuerpos y vetas de zonas mineralizadas irregulares que cuentan con límites de estructura.

La finalidad del uso del método de corte y relleno ascendente convencional es para obtener un mineral de mejor calidad.

Parámetros de diseño.

Para el diseño de minado se ha logrado considerar los aspectos más importantes como sigue a continuación:

Aspectos geomecánicas.

La Estabilidad de las labores de explotación, preparación, desarrollo y exploración. El control geomecánico de la estabilidad en relación con las cajas y techos de las distintas labores mineras son:

- La orientación del rumbo en el avance del laboreo.
- La Fragmentación.
- En la labor se tiene que considerar aspectos importantes de seguridad.
- La identificación de peligros y evaluación de riesgos y control (IPERC).

Aspectos de Geología.

- La reserva del mineral y las leyes del mineral.
- Control en la dilución.
- La inclinación de los cuerpos mineralizados.
- Los límites del cuerpo hacia las cajas.

Aspectos de mina.

- La ubicación y la orientación de labores mineras en preparación.
- El periodo necesario para la preparación de mina.
- El volumen proyectado de producción.
- La capacidad de los equipos para realizar el minado.
- Los costos de preparación para minado.
- La concentración de zonas productivas.
- La racionalización de recursos disponibles.
- El buen uso de equipos de transporte y acarreo.
- En gran parte utilizar la mecanización.
- Para el uso de explosivos se debe contar con una buena ventilación.
- Se debe acelerar los ciclos de producción.

Los Parámetros mencionado nos ayudan determinar los siguientes:

- La sección de las labores.
- Permite elegir los equipos para el minado.
- La configuración de rampas, galerías y ventanas en los accesos.

- La separación de los niveles.
- Dar un mejor uso de servicios auxiliares.

Consideraciones para el método de la explotación:

- El método de minado de corte y relleno se basa en realizar cortes horizontales, se inicia en la base de tajo con avance hacia arriba, antes se deja un puente en la base.
- El método de explotación por corte y relleno es flexible y se adecua a nuestro yacimiento irregular. El método de explotación es bastante lento en comparación de otros métodos, el abastecimiento de mineral hacia planta es poco y no permite almacenar mineral en cancha.
- Los cortes ascendentes realizados son rellenos a una distancia aproximada entre 40 a 50 metros, los minerales marginales de baja ley son rellenos.

Desarrollo y preparación.

Se basa en lo siguiente:

- En la construcción de galerías de transporte de mineral a lo largo de la veta, labor principal de extracción de mineral: nivel 590, sección 2.10 m. x 2.40 m., gradiente 5%.
- La construcción de Chimeneas para relleno y ventilación cada 80 metros. sobre veta, del nivel inferior al nivel superior de 1.50 x 2.40 metros de sección.
- Los caminos y tolvas cada 20 metros, correctamente enmaderadas de sección de 1.50 x 2.40 metros.
- A partir de las tolvas, se construye subniveles de 1.50 x 1.80 metros de sección, dejando un puente de 2 a 3 metros de la galería inferior.
- Los cruceros para acceso y extracción de minerales y desmontes de sección 2.10 x 2.40 metros con una gradiente de 5%.
- Los echaderos de mineral y desmonte de nivel a nivel, es de sección 1.50 x 2.40 metros, sobre roca competente.

Ciclo de minado.

Los minerales serán extraídos en forma de cortes de tolva a chimenea o tolva a tolva. El ciclo de minado se desarrolla de la siguiente manera:

Perforación.

De acuerdo a la firmeza de la veta, se aplicará la perforación vertical o inclinada hacia el techo con máquinas perforadoras “stoper” o “jackleg” y/o la perforación horizontal “breasting” con “jackleg”, para esto se utiliza barrenos integrales y/o con brocas de 4 y 6 Ft de longitud.

Voladura.

- La delineación de la malla de perforación será de 0.50 x 0.50 metros en forma triangular, la potencia de la veta determinará la cantidad de taladros que se utilizarán, en líneas abajo podemos notar las dos formas:
- De forma zig-zag cuando se tenga vetas con potencias menores o iguales a los 0.60 metros.
- En forma de filas alternas: con 5 taladros por m² en potencias regulares en veta y con 8 taladros por m² en potencias anchas en veta.
- En estos casos se tiene que conservar la profundidad y el paralelismo para mantener la uniformidad al techo y caja del tajo, con esto evitamos diluir demasiado el mineral producido.
- El explosivo a utilizar es la dinamita de 45% y como accesorio el camex de 7 pulgadas que puede ser ensamblado por personal especializado.

Acarreo y transporte.

- El carguío se realiza manualmente con lampa y el acarreo con carretillas tipo “bugui” con capacidad de 3 Ft³ en los tajos, posterior traslado hacia las tolvas de mineral.

- A consecuencia de la alteración de la estructura, antes de realizar la limpieza se realiza un sostenimiento temporal del tajo con puntales de eucalipto formando cuadros de madera por seguridad, en todo el tramo necesario.
- El transporte hacia los echaderos, tolva principal o pique se utiliza carros mineros U-35 y locomotoras a batería de 1.50 Ton. a 3.00 Ton. de capacidad.

Relleno.

- Al culminar la limpieza del tajo, se inicia con la preparación para el rellenado de tajo con desmonte. La preparación se inicia al levantar las tolvas y el camino en la misma altura que se realizó el tajo, haciendo uso de cuadros de madera, cubriendo con tablas, los interiores de las tolvas, y por la parte exterior se cubre con enrejado de troncos de eucalipto.
- En la operación mencionada también se incluye la colocación de tuberías de agua y aire, estas tuberías son instalados de forma paralela al acceso.
- El desmonte producido es primordial para el relleno de tajos explotados y vacíos ya que es un elemento principal que sirve como sostenimiento. El relleno proviene de las siguientes fuentes:
- Mineral desmonte de labores de exploración y desarrollo, Cruceros, Galerías y Chimeneas en estéril.
- De labores de las estocadas en caja techo y/o piso dependiendo de la estructura de los tajeos.
- Materiales estériles que provienen de las construcciones de accesos en la superficie al entorno de las operaciones mineras.

Transporte de mineral.

Características del transporte.

El mineral será transportado por volquetes de 15 m³ de capacidad, desde dos tolvas principales ubicadas en las bocaminas de las minas San Antonio, usando una carretera afirmada de 15 Km. desde el Proyecto San Antonio, a la Planta Concentradora Corralpampa.

El manejo de este sistema de transportes está siendo considerado dentro de este EIA en los siguientes aspectos:

- Identificación de Impactos Ambientales.
- Control y Mitigación de los Impactos del Proyecto.
- Plan de Manejo Ambiental para: el carguío, transporte y descarga de Minerales.

2.5 Descripción de las Operaciones en Minera Recuperada

Breve descripción de las operaciones de planta concentradora – unidad recuperada

Introducción.

La Planta concentradora Recuperada reinició sus operaciones el 28 de agosto del 2017 con la nueva empresa que adquirió Mines and Metals Trading Perú. Actualmente procesa el mineral adquirido mediante compra directa de pequeños mineros de la zona y también brinda servicios de tratamiento de mineral a las pequeñas mineras del entorno de recuperada, la característica de mineral económico es galena, blenda rubia y plata que es semejante de las minas de buenaventura que se encuentran en proceso de cierre. La producción se ha ido incrementando de manera progresiva, la planta cuenta con una capacidad instalada de 600 Ton/día.

La cabeza promedio del mineral (blending) que ingresa a planta concentradora se encuentra en el orden de 5.9 Oz/Tcs de Ag, Zn : 4.87 %, Pb : 2.64 % para producir concentrado de Pb/Ag con las leyes siguientes: Ag: 140.0 Oz /Tcs y Pb: 60.0 % y Concentrado de Zn/Ag : Zn : 52.9 % y Ag: 2.81 Oz /Tcs. Siendo las recuperaciones acumuladas para la Ag total de 81.4 % Zn: 82.7 % y Pb: 89.3 % y los radios de concentración para el Pb: 19.545, para el Zn: 13.233. Los minerales desde el punto de vista mineralógico y valiosos son la galena argentífera, la blenda rubia, entre otros minerales. El proceso productivo se describe a continuación:

Sección chancado

El mineral procedente de las minas de los pequeños mineros es acumulado en las cancha de gruesos de capacidad de 4000 TM y antes de proceder a alimentar a la tolva grueso se realiza el blending correspondiente, terminado la homogenización se procede a alimentar a las tolvas de gruesos N°1 y N°2 de 120 y 100 Ton de capacidad respectivamente con el equipo de cargador frontal, la granulometría(p80) del mineral alimentado se encuentra en los rangos de aproximadamente de 8 '' como máximo que es la abertura de las rieles de las parrillas de las tolvas., este mineral es alimentado por medio de un alimentador del tipo de tambor de 20''. de diámetro hacia una faja transportadora N°1 de 24'' x 32 m el cual a su vez ingresa a un Grissly estacionario de 18 x 50 x 2''. En la cual todo el mineral que se encuentra por debajo de este corte ya no va ser necesario que pase por la Chancadora Allis Chalmers de 10 x 24''. De tal forma dando mayor alivio de tratamiento a la Chancadora., el producto de este Chancado primario es descargado y transportado por medio de faja transportadora No 2 hacia la zaranda vibratoria Ty-Rock 4 x 8 Ft y este descarga los gruesos hacia la chancadora cónica Symons Short Head de 3 Ft, previamente se tiene instalado un Electroimán para eliminar todo los materiales como clavos, combas, pernos que pudieran ser transportados conjuntamente con el mineral desde de la mina que pueden dañar los componentes de la chancadora Symons de 3 Ft, el mineral reducido que sale de la Chancadora primaria se encuentra en los rangos de 2.5 a 3 '' (P80) que es la abertura del set de la chancadora Quijada Allis chalmers 10'' x 24''.

El mineral de la faja transportadora N°2 es descargada a la zaranda Vibratoria Ty-Rock 4 x 8 Ft para ser clasificado en circuito abierto los minerales con granulometría de malla +1/2'' ingresa a la chancadora symons de 3 Ft y los minerales de granulometría de malla -1/2'' es transportado mediante la faja N°3 de 24'' a las tolvas de finos de 100 y 200 Ton, el producto de la chancadora symons de 3Ft con set de 1/2'' es descargada a la misma faja N°3 para ser trasladada a la tolva de finos el cual va ser almacenado en las tolvas de finos y posterior alimentación al circuito de molienda.

En la tabla 5 se detalla la carga de equipos en sección chancado.

Tabla 5

Carga de Equipos de Sección Chancado

| SECCIÓN | DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS | MARCA MOTOR | HP |
|----------------|------------------------------------------------|--------------------|-----------|
| TROMEL LAVADOR | MOLINO LAVADOR LANGER 4'X6' | DELCROSA | 20 |
| | FAJA TRANSPORTADORA N°05/REDUCTOR | DELCROSA | 6.6 |
| | FAJA TRANSPORTADORA N°06/REDUCTOR | DELCROSA | 6.6 |
| | BOMBA VERTICAL GALIGHER DE LIMPIEZA 2 1/2"x36" | DELCROSA | 20 |
| | CHANCADORA QUIJADA ALLIS CHALMIERS 10"X24" | GENERAL ELECTRIC | 30 |
| CHANCADO | ALIMENTADOR DE RODILLOS | DELCROSA | 3 |
| | FAJA TRANSPORTADORA N° 01 | DELCROSA | 20 |
| | FAJA TRANSPORTADORA N° 02 | DELCROSA | 5 |
| | ELECTROIMAN ERIEZ | | 1.1 |
| | ZARANDA VIBRATORIA 4'X8' | ASEA | 12 |
| | CHANCADORA SYMONS SHORT HEAD 3FT | GENERAL ELECTRIC | 75 |
| | BOMBA DE ACEITE SYMONS | | 1 |
| | FAJA TRANSPORTADORA N° 03 | DELCROSA | 3.6 |
| | FAJA TRANSPORTADORA N° 04 | ASEA | 3.6 |
| | EXTRACTOR DE POLVO | GENERAL ELECTRIC | 30 |

Fuente. *Datos obtenidos de (Empresa MMTP)*

Sección molienda.

El mineral almacenado en la tolva de finos será alimentado al molino de barras Allis Chalmers 4 x 10 Ft mediante faja N° 7, inicialmente donde se produce la primera molienda hasta lograr que mineral sea molido a rangos del 26-28 % -200 malla en este punto se dosifican reactivos como los depresores del Fe y del Zn metabisulfito de sodio y sulfato de zinc respectivamente para ser acondicionados debidamente de tal forma que la depresión del Fe y de Zn sea lo más correcto posible en el circuito de Pb/Ag para evitar la activación de zinc en el concentrado bulk Pb/Ag, la densidad de descarga en la molienda primaria es de aproximadamente de 1900-2050 g/L, esta pulpa es bombeada al nido de ciclones Denver D-10(4) N°01 donde el under Flow va ser alimentado a una primera remolienda del molino de bolas tipo Marcy de 6 x 6 Ft y el over Flow ingresa al cajón de bombeo N° 2 para ser bombeada al nido de ciclones D-10 N° 02(6) por medio de una bomba Vacseal 6" x 4". En este cajón también se colecta la descarga de la remolienda N° 1 con una granulometría de 50% malla -200 aproximadamente, ambos productos son bombeado a la segunda remolienda donde el under Flow es distribuida en 02 molinos de remolienda y el Over Flow pasa a alimentar el circuito de flotación, ambos molinos trabajan como remolienda N° 2 con sus respectivos nidos de ciclones Krebs D-10 en circuito cerrado.

La granulometría final obtenida de la sección de la molienda se encuentra entre los niveles de 65-70 % de la malla -200 que es alimentado como pulpa con una densidad aproximada de 1200 a 1250 g/L al circuito de flotación bulk Pb-Ag.

En la tabla 6 se detalla la carga de equipos de la sección de molienda.

Tabla 6

Carga de Equipos Sección Molienda

| SECCIÓN | DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS | MARCA MOTOR | HP |
|----------------|--------------------------------|--------------------|-----------|
| | MOLINO DE BOLAS MARCY 6'X6' | GENERAL ELEC. | 100 |
| MOLIENDA | MOLINO DE BARRAS COMESA 6'X12' | | 300 |
| | MOLINO DE BOLAS COMESA 6'X6' | | 125 |

| | | |
|------------------------------------|----------------|-----|
| MOLINO DE BOLAS MARCY 6'X4 1/2' | WESTINGHOUSE | 100 |
| MOLINO DE BOLAS DENVER 5'X5' | DELCROSA | 60 |
| FAJA TRANSPORTADORA N°07 | ALLIS CHALMERS | 5 |
| FAJA TRANSPORTADORA N°08 | DELCROSA | 3 |
| BOMBA VACSEAL GALIGHER 6"X4" N°01 | WEG | 48 |
| BOMBA VACSEAL GALIGHER 6"X4"N°02 | DELCROSA | 50 |
| BOMBA VACSEAL GALIGHER 6"X4"N°03 | DELCROSA | 50 |
| BOMBAVACSEAL GALIGHER 6"X4"N°04 | DELCROSA | 48 |
| BOMBA WARMAN 6"X4" N°01 | | 50 |
| BOMBA WARMAN 6"X4"N°02 | | 48 |
| BOMBA WARMAN 4"X3" | | 30 |
| BOMBA VERTICAL GALIGHER 3 1/2" | | 30 |
| BOMBA VERTICAL GALIGHER 2 1/2" | | 12 |
| BOMBA VERTICAL GALIGHER 2 1/2" | | 20 |
| BOMBA VERTICAL GALIGHER 1 1/2"x36" | | 10 |

Fuente. Datos obtenidos de (Empresa MMTP)

Sección de flotación bulk pb/ag.

El mineral molida finamente una vez reacondicionada la pulpa en el circuito de molienda a una densidad aproximada de 1200 a 1250 g/L, el Zn es deprimido con sulfato de zinc en el circuito de Pb/Ag con la finalidad de flotar el Pb y la Ag, donde la pulpa ingresa primeramente a una Celda Unitaria DR-180 donde las espumas son alimentadas hacia las celdas cleaner y cleaner(II) de Pb/Ag, las colas de la DR-180 son alimentadas a las celdas rougher donde sus respectivas espumas van a ingresar a la celdas Sub-A N° 21 Cleaner y cleaner(II) para su limpieza final. Las colas de las celdas rougher van a ingresar al banco de celdas Scavenger para sus respectivos agotamientos de los valores que todavía puedan estar escapando, cabe mencionar que los valores obtenidos de los concentrados de Pb y Ag son las siguientes Pb: 60.0 % como calidad y con una recuperación de 90.7 % y un radio de concentración de 19.5 y Ag: 93.0 Oz de Ag /Tcs.

Sección de flotación zn/ag.

Las colas del circuito de flotación Pb/Ag van a ser alimentados a un acondicionador WS 6 x 6 Ft donde se va modificar el pH de flotación a 11–11.5 con la adición de lechada de cal y posteriormente se agrega el sulfato de cobre para activar todo el Zn presente en el acondicionar en la celda WS 8 x 8 Ft, luego se añade el Xántato isopropílico de sodio Z-11 como colector y el Metabisulfito de sodio para la depresión de Fe que pueda ensuciar el concentrado de Zn. La pulpa acondicionada pasa a la celda circular OK-20 rougher de Zn donde el producto ingresa a la primera limpieza de Zn. La pulpa gruesa que se descarga en este tanque son alimentados a unas celdas Denver sub 21 del Banco rougher donde las espumas ingresan a las celdas cleaner y cleaner (II) para su posterior limpieza y las colas de este banco son alimentadas a los bancos scavenger para su posterior agotamiento final.

En la tabla 7 se describe la lista de equipos de sección flotación.

Tabla 7

Carga de Equipos Sección Flotación

| SECCIÓN | DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS | MARCA MOTOR | HP |
|-----------|------------------------|------------------|----|
| FLOTACIÓN | CELDA DR-180 MAGENSA | DELCROSA | 30 |
| | SOPLADOR SPENCER | | 20 |
| | CELDA OK-20 | | 60 |
| | CELDA WS 8'X8' | | 40 |
| | CELDA WS 6'X6' | | 18 |
| | CELDA DE PB N°24 (1-2) | DELCROSA | 20 |
| | CELDA DE PB N°24 (3-4) | GENERAL ELECTRIC | 18 |
| | CELDA DE PB N°24 (5-6) | DELCROSA | 18 |
| | CELDA DE PB N°24 (7-8) | DELCROSA | 18 |
| | CELDA DE PB N°21 (1-2) | DELCROSA | 18 |
| | CELDA DE PB N°21 (3-4) | ASEA | 20 |
| | CELDA DE PB N°21 (5-6) | DELCROSA | 20 |
| | CELDA DE PB N°21 (7-8) | DELCROSA | 18 |

| | | |
|--------------------------|------------------|----|
| CELDA DE PB N°21 (9-10) | DELCROSA | 18 |
| CELDA DE PB N°21 (11-12) | DELCROSA | 18 |
| CELDA DE ZN N°21 (1-2) | ASEA | 18 |
| CELDA DE ZN N°21 (3-4) | ASEA | 20 |
| CELDA DE ZN N°21 (5-6) | DELCROSA | 20 |
| CELDA DE ZN N°21 (7-8) | GENERAL ELECTRIC | 18 |
| CELDA DE ZN N°21 (9-10) | ASEA | 20 |
| CELDA DE ZN N°21 (11-12) | DELCROSA | 18 |
| CELDA DE ZN N°21 (13-14) | GENERAL ELECTRIC | 12 |
| CELDA DE ZN N°21 (15-16) | DELCROSA | 12 |
| COMPRESORA ATLAS COPC | | 2 |

Fuente. Datos obtenidos de (Empresa MMTP)

Reactivos utilizados en la flotación.

Funciones de los reactivos.

- **Cal.** este reactivo es un modificador de pH y a la vez depresor de fe. El mayor porcentaje de uso es en el circuito de zinc.
- **AP-3418.** este reactivo es un colector específico para la plata, uso excesivo activa el fierro.
- **AR-4037.** este reactivo es un colector específico de la Ag, está conformado por la familia de los ditiofosfatos en combinación con los tiocarbonatos se agrega en pequeñas dosificaciones como de 0.11 lb/Tcs, este reactivo es biodegradable, se descompone fácilmente, debido a que son compuestos orgánicos.
- **AP-242.** este reactivo es un colector específico del Pb que también se agregan en pequeñas dosificaciones de 0.11 lb/Tcs, también son sustancias que se biodegradan expuestos al ambiente.

- ***ZnSO₄***. el Sulfato de Zn es una sal que tiene la finalidad de deprimir el Zn en el circuito de flotación Pb/Ag, interactuando los iones Zn^{++} y iones SO_4 .
- ***CuSO₄***. El sulfato de cobre es una sal que tiene la finalidad de activar el Zn en el acondicionador WS 6 x 6 Ft interactuando los iones Cu^{++} y los iones SO_4 .
- ***Metabisulfito de sodio***. el metabisulfito es una sal que tiene la propiedad de deprimir el Fe en ambos circuitos, tanto en el de Pb como en el circuito de Zn es una sal que no afecta el medio ambiente.
- ***MIBC***. Este reactivo es un espumante de cadena isobutílica que contiene radicales OH^- , la finalidad de este reactivo es ascender las burbujas cargadas de mineral adsorbido, de forma más estable hacia los canales de colección o bandejas, mediante la formación de espumas estables, este reactivo también se descompone con mucha facilidad por contar en su composición base alcohol.

En la tabla 8 se muestra la lista de equipos de sección preparación de reactivos

Tabla 8

Carga de Equipos de Sección Preparación y Dosificación de Reactivos

| SECCIÓN | DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS | MARCA MOTOR | HP |
|--------------------------|-------------------------------------|------------------|-----|
| PREPARACIÓN DE REACTIVOS | FAJA TRANSPORTADORA DE CAL/REDUCTOR | ASEA | 3.5 |
| | MOLINO DE BOLAS CAL 4'X4' | DELCROSA | 30 |
| | ACONDICIONADOR DE COBRE | WESTINGHOUSE | 7.5 |
| | ACONDICIONADOR N°01 DE CAL | WESTINGHOUSE | 7.5 |
| | ACONDICIONADOR N°02 DE CAL | GENERAL ELECTRIC | 7.3 |
| | ACONDICIONADOR N°03 | | 5.5 |
| | ACONDICIONADOR N°04 | | 10 |
| | ACONDICIONADOR N°05 | | 25 |
| | BOMBA BREDEL SPX 25 | | 1.5 |

| | |
|--------------------------|-----|
| BOMBA BREDEL SPX 15 | 1 |
| BOMBA BREDEL SPX 15 | 1 |
| BOMBA BREDEL SPX 10 | 0.5 |
| BOMBA BREDEL SPX 10 | 0.5 |
| BOMBA DOSIFICADORA GAMMA | 0.5 |
| BOMBA DOSIFICADORA GAMMA | 0.5 |
| BOMBA DOSIFICADORA GAMMA | 0.5 |
| BOMBA DOSIFICADORA GAMMA | 0.5 |
| BOMBA DOSIFICADORA GAMMA | 0.5 |
| BOMBA DOSIFICADORA IWAKI | 0.5 |

Fuente. Datos obtenidos de (Empresa MMTP)

Sección espesamiento y filtrado de pb y zn

Los concentrados producidos de Plomo y Zinc son alimentados mediante tuberías de 6" a unos tanques metálicos llamados espesadores de dimensiones de 8 x14 Ft para el Pb y de la misma medida para el concentrado de Zn, estos concentrados son alimentados a los filtros de disco EIMCO 6 x 4 Ft mediante bombas horizontales warman 4" x 3" con una densidad de pulpa aproximada de 1500 g/L, con esto alcanzar niveles de humedad de 10-12 % para su posterior despacho y comercialización.

En la tabla 9 se muestra la lista de equipos de sección espesamiento y filtrado.

Tabla 9

Carga de Equipos Sección Espesamiento y Filtrado

| SECCIÓN | DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS | MARCA MOTOR | HP |
|------------------------------------------------|-------------------------------|--------------------|-----------|
| ESPE- SAMIENTO Y FIL- TRADO | ESPESADOR DE PB 8 X 14 FT | WESTINGHOUSE | 3 |
| | ESPESADOR DE ZN 8X 14 FT | ASEA | 5 |
| | BOMBA DE VACIO NASH 950CFM | | 60 |
| | MOTOREDUCTOR DE FILTRO DE | WESTINGHOUSE | 3 |
| | DISCO EIMCO 6'X4' | | |

| | | |
|------------------------------------------|----------|-----|
| MOTOREDUCTOR DE AGITADOR DE F.DISCO | | 1.5 |
| BLOWER 2"X2" FILTRO DE DISCO EIMCO 6'X4' | DELCROSA | 7 |
| HOLDING TANK PB | | 13 |
| HOLDING TANK ZN | | 13 |
| FAJA TRANSPORTADOR N°09 | | 4.8 |
| FAJA TRANSPORTADOR N°10 | DELCROSA | 5 |
| FAJA TRANSPORTADOR N°11 | DELCROSA | 7.5 |
| FAJA TRANSPORTADOR N°12 | | 7.5 |
| BOMBA VERTICAL G. 2 1/2 X 48 | | 20 |
| BOMBA VERTICAL G. 1 1/2 X 48 | | 18 |

Fuente. Datos obtenidos de (Empresa MMTP)

Sección disposición de relave.

El relave final de la Planta concentradora con rangos de densidad de 1180 g/L son transportados con tuberías de PVC pesado de 8" de diámetro a la relavera N°3-4 mediante aprovechamiento de la gravedad, la relavera se encuentra en lado Noreste de la planta concentradora, la relavera cuenta con permiso de vertimiento de agua tratada por lo cual a la poza de almacenamiento de agua de planta concentradora se llega a bombear el 50% de agua industrial producida mediante bombas hidrostales de 75 hp con un caudal aproximado de 20 l/seg, el otro 50% de agua industrial es vertido al cauce del río previo tratamiento con CO₂ y con parámetros de calidad exigidos de agua por la autoridad competente.

En la tabla 10 se muestra los equipos de sección relavera.

Tabla 10***Carga de Equipos Sección Disposición de Relaves***

| SECCIÓN | DESCRIPCIÓN DE EQUIPOS | MARCA MOTOR | H P |
|----------------|-------------------------------|------------------------|----------------|
| RELAVER A | BOMBA SUMERGIBLE WARMAN N°01 | | 60 |
| | BOMBA SUMERGIBLE WARMAN N°02 | | 60 |
| | BOMBA SUMERGIBLE GRINDEX | | 20 |
| | BOMBA SUMERGIBLE WARMAN | | 17 |

Fuente. Datos obtenidos de (Empresa MMTP)

CAPITULO III

3. METODOLOGÍA Y CARACTERIZACIÓN

3.1 Tipo y Diseño de Investigación

La investigación es de tipo cuantitativo y experimental, mediante la ayuda de pruebas metalúrgicas como las pruebas de remolienda y flotación se buscará conjugar las variables independientes y obtener resultados en los variables dependientes. Las pruebas experimentales requerirán de información de caracterización del tipo de mineral de estudio para poder buscar optimizar la recuperación de zinc, mediante la revisión de antecedentes y teorías sobre estudios de flotación de minerales, se realizaron pruebas metalúrgicas preliminares con las condiciones operativas estándares de recuperada(ver tabla 71), con la finalidad de obtener recuperaciones de zinc y poder seleccionar las variables más influyentes en el resultado, la aplicación de la distribución de probabilidad T- student a las variables utilizadas nos permitieron obtener las dos variables independientes como Tiempo de remolienda y sulfato de cobre, estas variables intervinientes son codificadas con el diseño factorial y aplicando la regresión lineal en el programa estadístico MINITAB se logra optimizar la recuperación de zinc en la planta concentradora Recuperada de la empresa Mines and Metals Trading Perú.

3.2 Unidad de Análisis

El análisis de estudio se realizó con las muestras obtenidas de la planta concentradora recuperada que cuenta con circuito de chancado, circuito de molienda, circuito de flotación bulk Ag/ Pb, circuito de flotación Zn/Ag, circuito de espesamiento y filtrado y depósito de relavera. El análisis de estudio se realizó en la segunda etapa de flotación de minerales polimetálicos donde se logró optimizar la recuperación de zinc.

3.3 Población y Muestra

Las muestras estudiadas fueron tomadas de la planta concentradora recuperada, una muestra de cabeza de +- 40 Kg de mineral polimetálica y 02 muestras en pulpa de las colas del circuito de flotación Pb/Ag de 10 galones cada uno. Se realizó 10 pruebas con las muestras de pulpa proporcionada y 02 pruebas con muestra de cabeza como parte de comprobación de resultados obtenidos con las muestras de colas de circuito de flotación Pb/Ag.

La determinación del ensaye de leyes de elementos totales de las muestras de cabeza y pulpa nos ayudó a poder descartar si hay presencia de óxidos, carbonatos y otros quienes perjudican la recuperación de Zinc.

3.4 Selección de Muestra

El muestreo de mineral fresco se realizó en la faja N°07 que es el alimento a molienda primaria, el muestreo de pulpa fue en el relave de circuito de flotación de Pb/Ag, el stock de mineral que se cuenta en cancha es alimentada al circuito de chancado previo blending para obtener el mineral homogéneo antes que ingrese al circuito de molienda, para la toma de muestras tanto de pulpa y mineral fresco se aplicaron algunas técnicas de muestreo para mineral fresco en faja con cortador rectangular y luego coneo y cuarteo con muestreador jones la muestra se toma por intervalos de tiempo de 1 hr, para pulpa muestreo manual con intervalos de tiempo de 0.5 hr .

Después de obtener la muestra representativa de 40 Kg. de mineral de cabeza es llevado a la sala de preparación de muestras donde será reducido a una granulometría de 100% - 1/4" mediante una chancadora de mandíbula. A continuación, se reduce la una granulometría de 100% - 10 malla mediante la chancadora secundaria. La muestra obtenida nos sirve para realizar pruebas metalúrgicas finales como parte de la comprobación de resultados obtenidos del presente trabajo de investigación. Las muestras obtenidas de las colas de circuito de flotación de Pb/Ag son utilizadas para realizar las pruebas metalúrgicas programadas, para tal fin se utilizaron la pulpa con las mismas condiciones obtenidas de la planta con una granulometría aproximada de 70% -200malla, para la etapa de la remolienda de limpiezas que nos permite variar la granulometría se realiza el filtrado de pulpa.

3.5 Secuencia Metodológico de la Investigación

La secuencia metodológica del presente estudio es como se indica:

- Obtención de información teórica y estadística de balance metalúrgico de los últimos procesamiento de mineral en la planta recuperada.
- Recolección de datos históricos de dosificación de reactivos en proceso de molienda y flotación en planta concentradora recuperada.
- Obtención de una muestra representativa de las colas de pulpa del circuito de flotación de Pb/Ag y otra muestra de mineral fresca de cabeza de la planta concentrado Recuperada.
- De las muestras obtenidas de colas de flotación de Pb-Ag y mineral fresco de cabeza se procede a preparar una muestra representativa de 300 gramos de cada una, estas muestras se envían a un laboratorio químico para el ensaye correspondiente de las leyes de plata (Ag), plomo (Pb), Zinc (Zn), Oxido de Zinc (ZnO_x), Fierro (Fe), Azufre total (St) y carbono total (Ct).
- La muestra principal obtenida de las colas del circuito de flotación de Pb/Ag se procede a la programación de pruebas de flotación de zinc con las mismas condiciones obtenidas en planta.

- Se realiza ocho pruebas exploratorias de flotación de zinc con la muestra en pulpa de colas de flotación Pb/Ag con la finalidad de evaluar las variables independientes que tienen mayor influencia en la recuperación de zinc como pueden ser los más usuales el sulfato de cobre, cal, xantato, tiempo de acondicionamiento y tiempo de remolienda.
- Con los resultados de recuperación de zinc obtenidos se procede a aplicar la regresión lineal en el programa estadístico MINITAB, la aplicación de la distribución de probabilidad T student nos permite seleccionar las variables independiente más influyentes. Con las variables más influyentes en la recuperación de zinc se planifica un diseño de optimización con el diseño hexagonal.
- Para la aplicación del diseño hexagonal se programan nueve pruebas metalúrgicas a nivel de laboratorio metalúrgico, la aplicación del programa estadístico MINITAB nos permite obtener el modelo de la ecuación, con ello podemos obtener los valores máximos de las variables independientes y de igual modo la máxima recuperación de zinc.
- Las muestras obtenidas de la flotación de zinc en el laboratorio metalúrgico son enviadas a laboratorio químico para el ensaye de leyes de cada elemento.
- Con los reportes de leyes obtenidos del laboratorio químico se elabora el balance metalúrgico de cada prueba de flotación de zinc.
- La muestra de cabeza obtenida después del circuito de chancado a malla $-3/4$ ” se procede a reducir en el laboratorio metalúrgico a una granulometría de 100% - 10 malla, con la finalidad de realizar las pruebas metalúrgicas de molienda y flotación.
- Con los resultados obtenidos del proceso de optimización se programa dos pruebas de flotación con mineral fresco de cabeza, obteniendo en recuperación de zinc de 90% en flotación rougher.
- Proponer en base a los resultados obtenidos a nivel de laboratorio metalúrgico, realizar pruebas a escala Industrial.

Los resultados que se obtengan en la planta concentradora ayudaran a su rentabilidad económica de la empresa Mines and Metals Trading Perú.

Análisis químico.

De las muestras obtenidas de cabeza y colas de flotación de Pb-Ag obtenidas se prepara una muestra representativa de 300 gramos de cada una, estas muestras se envían al laboratorio de análisis químico para determinar el contenido de los siguientes elementos como plomo (Pb), plata (Ag), zinc (Zn) como metales de interés económico. También se determinó el contenido de Oxido de Zinc (ZnOx), Fierro (Fe), Azufre total (St) y carbono total (Ct) y barrido de elementos por ICP. En la tabla 11 y 12 se muestran los resultados obtenidos.

Tabla 11

Análisis Químico de Metales de Interés

| Elemento | Ag | Pb | Zn | ZnO_x |
|-----------------|-----------|-----------|-----------|------------------------|
| Unidad | Oz/Tc | % | % | % |
| Cabeza General | 7.0 | 3.3 | 3.1 | 0.0 |
| Colas del Pb-Ag | 0.4 | 0.1 | 2.3 | 0.1 |

Fuente. Datos obtenidos de (Empresa L.Plenge)

Tabla 12

Caracterización Química - Contaminantes

| Elemento | Fe | S | As | Bi | Sb |
|-----------------|-----------|----------|-----------|-----------|-----------|
| Unidad | % | % | Ppm | Ppm | Ppm |
| Cabeza General | 5.1 | 7.8 | 1125 | 16 | 1739 |
| Colas del Pb-Ag | 5.1 | 6.8 | 850 | 15 | 110 |

Fuente. Datos obtenidos de: (L. Plenge)

CAPITULO IV

4. Parte teórica de diseños experimentales

Una de las herramientas más potentes en la optimización experimental de procesos metalúrgicos, son los diseños experimentales, especialmente donde el proceso es complejo o de naturaleza no muy bien determinada, el proceso se considera como una caja negra; donde la relación empírica del criterio de optimización a las variables controlables es estudiada a través de experimentos realizados a nivel de laboratorio experimental o planta piloto.

4.1 Diseño Factorial 2^k (Etapa Screening)

(Manzaneda Cabala, 2000) define “que los diseños factoriales son aquellas en las cuales se manipulan en forma simultánea dos o más variables independientes, que se denominan factores, con la finalidad de analizar su efecto conjunto sobre una variable dependiente” (p.304)

Los diseños factoriales, en general, han sido desarrollados a distintos niveles de complejidad. El diseño factorial más simple es el denominado 2×2 . Es decir, un diseño que tiene dos variables independientes y en donde cada variable tiene dos valores o condiciones.

Si todas las posibles combinaciones son consideradas, el experimento es denominado diseño factorial complejo.

Para poder hallar el número total de experimentos en una investigación está definido por la siguiente relación:

$$N = 2^K$$

Por lo cual se tiene, para tres variables controlables ($K=3$), la cantidad de pruebas experimentales (N) a dos niveles es:

$$N=2^3$$

$$N= 8$$

En la figura 12 podemos notar la forma geometría de un diseño 2^3 .

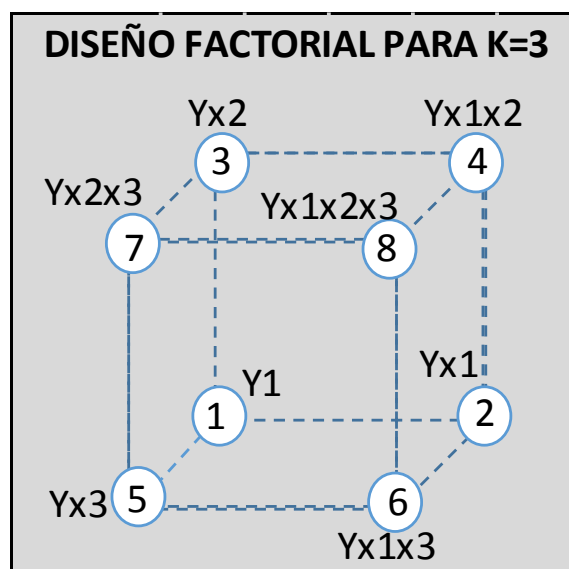


Figura 12. Representación de Diseño Factorial $k=3$.

Fuente (Elaboración propia)

En la tabla 13 se muestra la plantilla de indicadores de nivel según codificación de tres variables.

Tabla 13

Plantilla Para Elección de Tres Variables

| N° | X ₁ | X ₂ | X ₃ | Respuesta |
|----|----------------|----------------|----------------|-----------|
| 1 | -1 | -1 | -1 | Y1 |

| | | | | |
|---|----|----|----|---------|
| 2 | 1 | -1 | -1 | Yx1 |
| 3 | -1 | 1 | -1 | Yx2 |
| 4 | 1 | 1 | -1 | Yx1x2 |
| 5 | -1 | -1 | 1 | Yx3 |
| 6 | 1 | -1 | 1 | Yx1x3 |
| 7 | -1 | 1 | 1 | Yx2x3 |
| 8 | 1 | 1 | 1 | Yx1x2x3 |

Fuente. Datos obtenidos de (Manzaneda Cabala, 2000)

A medida que aumenta la cantidad de variables, la cantidad de pruebas experimentales a realizarse aumenta considerablemente.

4.2 Estimación de Efectos

El cálculo de efectos nos permitirá determinar cuánto afecta las variables independientes en la variable dependiente. Los efectos se definen entre la diferencia de los valores medios de las respuestas, cuando en el proceso las variables participantes se encuentren en su nivel más bajo y más alto, podemos representar como sigue:

$$E_{Xj} = \frac{\sum_{i=1}^N X_{ij} * Y_i}{\frac{N}{2}} \quad j = 1, 2, \dots, \dots, \dots$$

Donde:

E_{Xj} : Efectos

X_{ij} : Matriz de variables independientes.

N : Numero de pruebas experimentales.

Y_i : Valores observados.

El significado físico de los efectos, es ver como varia la respuesta al variar una variable independiente de su nivel inferior a superior.

4.3 Análisis de Significancia

Para determinar si los efectos principales e interacciones son significativas o no para el proceso investigado, se realiza el análisis, en base a cualquiera de los criterios como sigue:

- Replicando todos los puntos de diseño, es decir, hacer el mismo diseño más de dos veces.
- Replicando dos o más veces el punto central del diseño.
- En ausencia de réplicas, se hace una de las interacciones de orden superior (por ejemplo, X_1X_2 , X_1X_3 , X_2X_3 , $X_1X_2X_3$), considerándolos no significativos.

El primer criterio es apropiado cuando se requiere mayor precisión en la estimación de la significancia de los efectos e interacciones. Pero, el número de pruebas experimentales a realizarse es comúnmente dos veces un diseño simple, lo cual puede afectar la economía de la experimentación.

El tercer criterio es el menos apropiado, debido a que asume desde un principio de que las interacciones son nulas, en muchas investigaciones el tener en cuenta las interacciones es de mucha importancia.

La mejor forma de estimación de la significancia de las interacciones y los efectos principales que suscitan. Es replicando dos o más veces el punto central del diseño factorial (nivel medio, o nivel “o”). teniendo la ventaja de poder estimar una posible existencia de curvatura entre los niveles elegidos entre las variables.

4.3.1 Estimación de la significancia replicando el punto central de diseño.

El grado de significancia utilizando replicas en el punto central del diseño, puede ser estimado mediante el uso del Test de Student, definido como:

$$t_j = \frac{|E_j|}{2S_{bj}} \quad j = 1, \dots, N$$

Donde:

E_j : Es el efecto de cada variable o interacción de variables.

S_{bj} : Desviación standard asociado a cada efecto.

La desviación standard (S_{bj}) viene definido por:

$$S_{bj} = \sqrt{C_{jj}} S_\theta \quad j = 1, \dots, N$$

Donde:

S_θ : Desviación standard del error experimental (en base a las replicaciones en el punto central).

N : Cantidad de pruebas experimentales.

C_{jj} : Es la diagonal de la matriz de correlación.

La desviación standard del error experimental (S_θ), está definido por:

$$S_\theta = \sqrt{\frac{\sum_{i=1}^{Nr} (Y_i^o - \bar{Y}^o)^2}{Nr - 1}} \quad i = 1, \dots, Nr$$

Donde:

Y_i^o : Respuestas debido a las replicaciones.

Nr : Numero de replicaciones.

\bar{Y}^o : Promedio de la replicas, definido por:

$$\bar{Y}^o = \frac{\sum_{i=1}^{Nr} Y_i^o}{Nr - 1}$$

La significancia de cada efecto o interacción, puede ser evaluado finalmente, según el siguiente criterio.

Si : $t_j > t_p$ (f) El efecto es significativo.

$t_j < t_p$ (f) El efecto no es significativo

$t_p(f)$: Es el valor tabulado de la distribución t- student para un nivel de significancia comúnmente de 95% (0.05), grados de libertad Nr-1 (f=2).

4.3.2 Modelo matemático a escala codificada.

Una vez determinado los efectos en Y, por lo tanto, las influencias que resultan significativas, se proceden a obtener un modelo matemático de la siguiente forma:

$$\bar{Y} = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j X_j + \sum_{u=j=1}^k b_{uj} X_u X_j$$

Podemos estimar los coeficientes b_j , b_{uj} , b_{jj} , utilizando la formula matricial para el análisis de regresión.

$$[B] = ([X]^T \cdot [X])^{-1} \cdot ([X]^T [Y])$$

El modelo matemático es evaluado para ver cómo se ajusta a los datos experimentales, para el cual se utiliza el test de Fisher, el cual está definido por:

$$F = \frac{S_r^2}{S_\theta^2}$$

Donde:

S_r^2 : Varianza residual de la ecuación de regresión.

S_θ^2 : Varianza del error experimental.

4.4 Análisis de Residuos.

La varianza residual de la ecuación de regresión está definida por:

$$S_r^2 = \frac{\sum_{i=1}^N (Y_i - \bar{Y}_i)^2}{N - 1}$$

Donde:

Y_i : Son los valores observados, obtenidos experimentalmente.

\bar{Y}_i : Son los valores estimados, al reemplazar en el modelo matemático los valores de X_1

N : Numero de observaciones

1 : Es el número de coeficientes en el modelo matemático.

Los datos experimentales obtenidos son ajustados a la ecuación de la regresión, para lo cual usaremos la prueba test de Fisher, donde el nivel significancia a considerar es de 95% y el número de grados de libertad obtenida, se tiene que cumplir que el valor de F de tabla sea menor.

$$F_{\text{ajuste}} < F_{\text{tabla}}(a1, a2)$$

Donde:

a1: Numero de grados de libertad para la varianza residual (N-1).

a2: Es la cantidad de grados de libertad para la varianza del error experimental (Nr-1).

4.5 Diseño Factorial Fraccionado 2^{k-p} .

(Valverde E., 1992) define el “diseño fraccionado es uno de los más útiles para la investigación, ayuda a encontrar las variables más influyentes con poca cantidad de pruebas” (p.50). Es bastante útil cuando:

- Cuando tengamos poca muestra para realizar los experimentos o cuando demanda un costo elevado, lo cual nos obliga a realizar pocos experimentos.
- Cuando se requiere la información de forma rápida.
- Cuando exista bajos recursos para los materiales y falta de recursos humanos.

El diseño factorial fraccionado está representado por lo siguiente:

$$2^{k-p}$$

Donde:

k: Número de factores en estudio.

p: Número de factores a confundir.

Con la representación mostrada podemos estudiar los efectos producidos de cuatro a más factores, ejecutando un mínimo de ocho pruebas experimentales, para cumplir con lo mencionado se requiere que las interacciones entre los factores involucradas sean despreciables o nulas.

En un diseño (2^3) de 8 experimentos, presenta una interacción de tercer orden, $X_1X_2X_3$ que se debería considerar nula o despreciable y lo cual puede dar uso para examinar otro factor como X_4 , igualando X_4 a $X_1X_2X_3$ (lo cual puede hacerse como $X_4 = +X_1X_2X_3$). Si se tiene conocimiento previo de la no existencia de interacciones entre los factores X_1 , X_2 y X_3 , se puede suponer, por ejemplo, que la interacción $X_1 X_2$ es nula o despreciable y puede utilizarse para estimar el efecto de un quinto factor X_5 , igualando $X_0 = +- (X_1X_2)$ y así sucesivamente.

De esta forma un diseño factorial fraccionado con ocho experimentos puede ser de mucha utilidad para:

- La estimación de los efectos de 3 factores y todas las interacciones que conllevan entre ellos.
- La estimación de los efectos de 4 factores y tres interacciones de segundo orden, todas las restantes se consideran despreciables o nulos.
- La estimación de los efectos de 5 factores y 2 interacciones de segundo orden, todas las restantes se consideran despreciables o nulos.
- La estimación de los efectos de 6 factores y una interacción de segundo orden, todos los restantes se consideran despreciables o cero.
- La estimación de los efectos de los 7 factores, todas las interacciones se consideran despreciables o cero.

CAPITULO V

5. Optimización de resultados

5.1 *Diseño Hexagonal (Optimización de Resultados)*

Habiéndose ubicado en las etapas previas la región experimental que encierra el óptimo, en esta región los efectos de segundo orden son mayores en valor absoluto a los efectos de primer orden, lo que indica que esta región puede ser apropiadamente descrito por modelos matemáticos de segundo orden de la forma (Manzaneda Cabala, 2000, p. 329):

$$\bar{Y} = b_0 + \sum_{j=1}^k b_j X_j + \sum_{u,j=1}^k b_{uj} X_u X_j + \sum_{j=1}^k b_{jj} X_{jj}^2$$

El diseño hexagonal es el diseño más utilizado y consta de seis pruebas, son muy útiles para poder estimar modelos de segundo orden, el diseño consta de seis puntos experimentales que corresponden a un hexágono regular con centro en el origen (0,0), para la estimación de la varianza se replica los puntos necesarios en el centro (Manzaneda Cabala, 2000, p. 329).

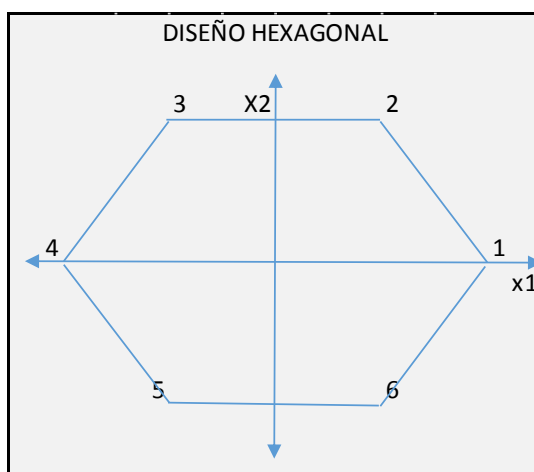


Figura 13. Representación de Diseño Hexagonal. Fuente (Elaboración propia)

El diseño hexagonal se puede deducir de la figura 13, los resultados se pueden apreciar en la tabla 14:

Tabla 14

Matriz de Diseño Experimental

| N° | X ₁ | X ₂ |
|----|----------------|----------------|
| 1 | 1.0 | 0.0 |
| 2 | 0.5 | 0.866 |
| 3 | -0.5 | 0.866 |
| 4 | -1.0 | 0.0 |
| 5 | -0.5 | -0.866 |
| 6 | 0.5 | -0.866 |
| 7 | 0.0 | 0.0 |
| 8 | 0.0 | 0.0 |
| 9 | 0.0 | 0.0 |

Fuente. Datos obtenidos de (Manzaneda Cabala, 2000)

5.2 Modelo Matemático para Diseños Compuestos y Rotables.

Los diseños compuestos, así como los diseños rotables no pertenecen a los ortogonales debido a que no cumplen las propiedades:

$$\sum_{i=1}^N X_{oi} X_{ji}^2 \neq 0$$

$$\sum_{i=1}^N X_{ji}^2 X_{ui}^2 \neq 0$$

$$\bar{Y} = b_0 + \sum_{i=1}^K b_i X_i + \sum_{u,j=1}^K b_{uj} X_u X_j + \sum_{j=1}^K b_{jj} X_j^2$$

Donde:

X : Matriz de diseño.

X^T: Transpuesta de la matriz de diseño.

Y : Datos observados (respuestas).

5.3 Análisis de Varianza para Diseños Rotables y Compuestos.

5.3.1 Análisis de significancia de los coeficientes.

Para el análisis de significancia mediante la distribución de probabilidad del test de student, tenemos que evaluar los coeficientes de los modelos matemáticos. Está representado por la siguiente expresión:

$$t_j = \frac{b_j}{S_{bj}}$$

La varianza asociada a los coeficientes, puede calcularse de dos maneras:

Para puntos replicados en el centro del diseño:

$$S_{bj}^2 = C_{jj} S_{\theta}^2$$

Donde:

S_{bj}² : Varianza asociada a los coeficientes

C_{jj} : Elementos de la diagonal de la matriz de correlación (X^TX)⁻¹.

S_{θ}^2 : Varianza de error experimental, definido por la ecuación siguiente:

$$S_{\theta}^2 = \frac{\sum_{i=1}^{N_x} (Y_1^0 - Y_p)^2}{Nr - 1}$$

El análisis de significancia de los coeficientes del diseño, se procede a la comparación del test de student de tabla con el t calculado, el nivel de significancia considerado es de 95%(p=0.05) y con 2 grados de libertad(f=2), obteniendo que el valor de t de tabla para estas condiciones de 4.3. Para poder ver si la varianza es significativa para el proceso, el t calculado tiene que ser mucho mayor que el t de tablas.

También podemos analizar la significancia de las variables utilizando la varianza residual, de la siguiente manera:

$$S_{bj}^2 = C_{jj}S_r^2$$

Donde:

S_r^2 : Varianza residual.

5.3.2 Evaluación de modelo matemático.

(Valverde E., 1992) define que “para poder ver el grado de ajuste del modelo matemático hacia los datos experimentales, se realiza la evaluación el modelo estadísticamente. El modelo matemático mencionado se obtiene de los diseños compuestos y rotatables” (p.81). Lo indicado se puede notar en líneas abajo:

Se empieza con la sumatoria de cuadrados del residuo, que se representa de la siguiente forma:

$$S_1 = \sum_{i=1}^N (Y_i - \bar{Y})^2$$

El número de grados de libertad (f_1) está representada de la siguiente forma:

$$f_1 = N - 1 = N - \frac{(K + 2)(K + 1)}{2}$$

En el punto central del diseño se encontró la suma de cuadrados de error, esto debido a las observaciones repetidas al inicio del proceso.

La representación del número de grados de libertad es como sigue:

$$S_2 = \sum_{i=1}^N (Y_i^0 - Y_p)^2$$

$$f_2 = n^{\circ} - 1$$

A continuación, se halla la falta de ajuste de la sumatoria de cuadrados del residuo como del error. Está definido de la siguiente manera.

$$S_3 = S_1 - S_2$$

Para el residual, podemos definir los grados de libertad como sigue:

$$f_3 = f_1 - f_2$$

Para ver como la ecuación de regresión (modelos matemáticos) se ajusta a los datos experimentales realizadas, se usa la prueba de test de Fisher que está representado por la siguiente relación:

$$F = \frac{\left(\frac{S_3}{f_3}\right)}{\left(\frac{S_2}{f_2}\right)}$$

Para que la ecuación matemática obtenida se ajuste a los datos reales de experimentación se tiene que cumplir lo siguiente:

$$F < F_{p=0.05(f_1, f_2)}$$

5.3.3 Análisis de máximos y mínimos:

Para poder hallar el valor máximo o mínimo o no posee un valor extremo, tenemos que hacer un análisis del modelo de segundo orden estimado. El análisis es importante porque en el caso que se presentaría en maximizar la recuperación de mineral de un proceso de

concentración por flotación, el modelo de segundo orden nos tendría que dar el valor máximo de las variables en estudio (Valverde E., 1992, p. 85).

El análisis para hallar un valor máximo y un mínimo en un modelo de segundo orden, vamos a aplicar el criterio de segundo orden, para lo cual se debe cumplir las siguientes condiciones:

$$\frac{d_y^2}{dx} = (-): \text{La función tiene un máximo relativo y es concava hacia abajo}$$

$$\frac{d_y^2}{dy} = (+): \text{La función tiene un mínimo relativo y es concava hacia arriba}$$

$$\frac{d_y^2}{dy} = 0: \text{No tiene un extremo}$$

Cuando en un estudio de investigación se tenga más de 2 variables independientes, presenta mayor dificultad para obtener un valor extremo del modelo. Para lo cual utilizamos métodos de segundo orden como la matriz Hessiana (Valverde E., 1992, p. 85), se representa de la siguiente manera:

$$H = \begin{bmatrix} \frac{a_y^2}{ax_1^2} & \frac{a_y^2}{ax_1X_2} & \frac{a_y^2}{ax_1X_n} \\ \frac{a_y^2}{ax_2^2ax_1} & \frac{a_y^2}{ax_2^2} & \dots \\ \vdots & \vdots & \vdots \\ \frac{a_y^2}{ax^nax^1} & \dots & \frac{a_y^2}{ax_n^2} \end{bmatrix}$$

La determinante H_{jj} debe contar con signos alternados, con la finalidad de tener un valor máximo.

La tabla 15 muestra las condiciones de un modelo de segundo orden.

Tabla 15
Condiciones de Modelo de Segundo Orden

| H_{jj} | Signos | | |
|----------|--------|--------|-------------|
| H_1X_1 | - | + | - |
| H_2X_2 | + | + | - |
| H_3X_3 | - | + | - |
| . | . | . | . |
| . | . | . | . |
| . | . | . | . |
| H_{kk} | + | + | |
| Centro | Máximo | Mínimo | Sin extremo |

Fuente. Datos obtenidos de (Valverde E., 1992, p. 86)

5.4 Condiciones Óptimas de las Variables

Para hallar soluciones óptimas para el diseño hexagonal, recurrimos a la anulación en el óptimo de las derivadas iniciales. Esto es debido de que los modelos de segundo orden son simples de derivar. Con este procedimiento vamos a determinar los valores de las variables a escala codificada. Este valor representa a la cima de la superficie respuesta planteada por el modelo.

Los valores obtenidos a escala codificada, nos sirve para determinar los valores reales mediante la siguiente relación.

$$Z = Z^0 + (X * \Delta Z)$$

Donde:

Z = Valor real de la variable.

Z^0 = Valor centro del diseño.

ΔZ = Valor de radio de diseño.

CAPITULO VI

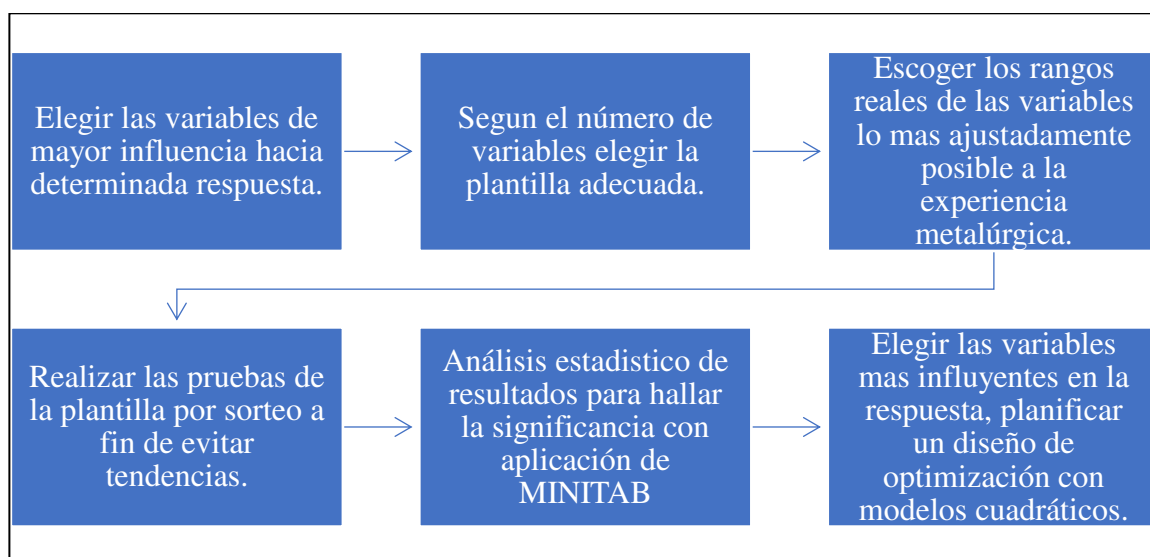
6. Pruebas experimentales

6.1 Diseño Factorial Fraccionado - Etapa Screening

En la Tabla 16 se muestra la secuencia de selección de variables más influyentes para el estudio.

Tabla16

Secuencia de selección de Variables



Fuente. Elaboración propia

6.1.1 Pruebas de flotación para realizar el diseño factorial fraccionado.

Se realizaron ocho pruebas de flotación para la aplicación del diseño factorial fraccionado, con el relave de flotación bulk Pb/Ag con la finalidad de evaluar las variables independientes que influyen en la recuperación de zinc como: Sulfato de cobre, xantato isopropílico de sodio, pH, tiempo de remolienda y tiempo de acondicionamiento.

Los resultados obtenidos se muestran en la tabla 17.

Tabla 17

Recuperaciones de Zinc obtenidas para la Etapa Screening

| Prueba | Recuperación de Zinc |
|---------------|-----------------------------|
| 1 | 64.87 |
| 2 | 87.23 |
| 3 | 69.86 |
| 4 | 87.65 |
| 5 | 73.67 |
| 6 | 80.86 |
| 7 | 76.83 |
| 8 | 80.00 |

Fuente. Elaboración propia

6.1.2 Cálculo de los efectos para el diseño factorial fraccionado.

Los niveles que se consideran para las variables independientes, a escala real y codificada se muestran en la tabla 18 y tabla 19.

La tabla 18 muestra las variables independientes con valores a escala real.

Tabla 18***Variables Independientes con Rango de Valores Reales***

| | Variable | Mínimo | Centro | Máximo |
|----------------|----------------------|---------------|---------------|---------------|
| X ₁ | Sulfato de cobre | 100 | 200 | 300 |
| X ₂ | Xantato Isopropílico | 10 | 15 | 20 |
| X ₃ | pH | 10 | 11 | 12 |
| X ₄ | Tiempo de remolienda | 0 | 6 | 12 |
| X ₅ | T.Acondicionamiento | 5 | 7.5 | 10 |

Fuente. Elaboración propia

Donde:

X₁ : Sulfato de cobre(g/TM)X₂ : Xantato isopropílico(g/TM)X₃ : pHX₄: Tiempo de remolienda(minutos)X₅: Tiempo de acondicionamiento(minutos)

La tabla 19, muestra la matriz de diseño factorial fraccionada en escala codificada para 5 variables. También el diseño con cinco variables independientes, fraccionado un cuarto de $2^5 = 8$ pruebas.

Tabla 19***Matriz de Diseño a Escala Codificada, con Cinco Variables***

| Prueba | Escala Codificada | | | | |
|---------------|--------------------------|----------------|----------------|----------------|----------------|
| N° | X ₁ | X ₂ | X ₃ | X ₄ | X ₅ |
| 1 | -1 | -1 | -1 | -1 | -1 |
| 2 | 1 | -1 | -1 | 1 | -1 |
| 3 | -1 | -1 | 1 | -1 | 1 |

| | | | | | |
|---|----|----|----|----|----|
| 4 | 1 | -1 | 1 | 1 | 1 |
| 5 | 1 | 1 | -1 | -1 | 1 |
| 6 | -1 | 1 | -1 | 1 | 1 |
| 7 | 1 | 1 | 1 | -1 | -1 |
| 8 | -1 | 1 | 1 | 1 | -1 |

Fuente. Datos obtenidos de (Manzaneda Cabala, pág. 306)

Con la tabla 19 podemos confeccionar la matriz a escala codificada donde se incluye los resultados obtenidos de las pruebas metalúrgicas.

La tabla 20, muestra la matriz a escala codificada y real para la aplicación de regresión lineal.

Tabla 20

Matriz con Escala Codificada que Incluye la Recuperación de Zinc

| Prueba | Escala Codificada | | | | | Escala Natural | | | | | Rec.Zn |
|--------|-------------------|----|----|----|----|----------------|----|----|----|----|--------|
| | X1 | X2 | X3 | X4 | X5 | X1 | X2 | X3 | X4 | X5 | Y |
| 1 | -1 | -1 | -1 | -1 | -1 | 100 | 10 | 10 | 0 | 5 | 64.87 |
| 2 | 1 | -1 | -1 | 1 | -1 | 300 | 10 | 10 | 12 | 5 | 87.23 |
| 3 | -1 | -1 | 1 | -1 | 1 | 100 | 10 | 12 | 0 | 10 | 69.86 |
| 4 | 1 | -1 | 1 | 1 | 1 | 300 | 10 | 12 | 12 | 10 | 87.65 |
| 5 | 1 | 1 | -1 | -1 | 1 | 300 | 20 | 10 | 0 | 10 | 73.67 |
| 6 | -1 | 1 | -1 | 1 | 1 | 100 | 20 | 10 | 12 | 10 | 80.86 |
| 7 | 1 | 1 | 1 | -1 | -1 | 300 | 20 | 12 | 0 | 5 | 76.83 |
| 8 | -1 | 1 | 1 | 1 | -1 | 100 | 20 | 12 | 12 | 5 | 80.00 |

Fuente. Elaboración propia

6.2 Análisis de Varianza

En la tabla 21 se analiza la varianza, con datos obtenidos de software minitab.

Tabla 21

Análisis de Varianza

| Fuente | GL | SC | MC | Valor F | Valor P |
|----------------|----|--------|--------|---------|---------|
| | | Ajuste | Ajuste | | |
| Regresión | 5 | 438.86 | 87.77 | 18.95 | 0.05 |
| X ₁ | 1 | 110.93 | 110.93 | 23.96 | 0.04 |
| X ₂ | 1 | 0.38 | 0.38 | 0.08 | 0.80 |
| X ₃ | 1 | 7.43 | 7.43 | 1.60 | 0.33 |
| X ₄ | 1 | 318.91 | 318.91 | 68.87 | 0.01 |
| X ₅ | 1 | 1.21 | 1.21 | 0.26 | 0.66 |
| Error | 2 | 9.26 | 4.63 | | |
| Total | 7 | 448.12 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Podemos indicar lo siguientes.

Para la prueba de hipótesis se utiliza el estadístico "T" student que se recomienda para muestras menores a 30, para tal fin utilizaremos el nivel de significancia para el estudio se considera el 0.05.

Cuando el valor de "p" es menor a 0.05 las variables independientes son más influyentes en el resultado, en la tabla 21 podemos visualizar que las variables X₁(sulfato de cobre) y X₄(tiempo de remolienda) tienen un valor "p" de 0.04 y 0.01 respectivamente entonces podemos concluir que son las más significativas para la recuperación de zinc.

A continuación, se muestra en la figura 14 el diagrama de Pareto que indica que las variables X_1 y X_2 son de mayor influencia respecto a las demás variables participantes en el resultado.

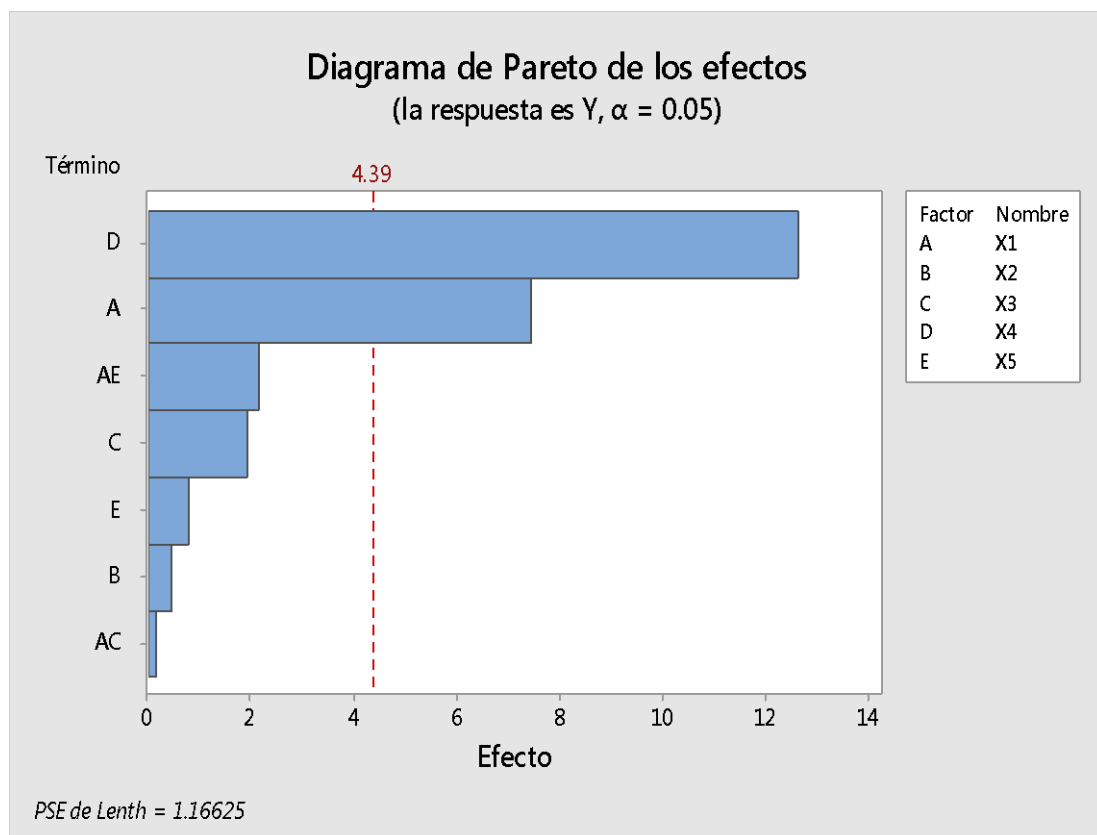


Figura 14. Diagrama de Pareto de los Efectos en la Etapa Screening. Fuente (Elaboración propia)

6.3 Cálculo de Modelo Matemático

En la tabla 22 podemos ver los valores de desviación estándar y R-cuadrado.

Tabla 22

Desviación estándar y R-cuadrado

| S | R-Cuadrado | R-Cuadrado (ajustado) | R-Cuadrado (predicho) |
|---------|------------|--------------------------|--------------------------|
| 2.15190 | 97.93% | 92.77% | 70.00% |

Fuente. Elaboración propia

Coefficientes.

En la tabla 23 podemos observar los valores de los coeficientes del modelo.

Tabla 23

Coefficientes de Modelo Matemático, Etapa Screening

| Término | Coef. | EE del Coef. | Valor T | Valor p | VIF |
|----------------|--------------|---------------------|----------------|----------------|------------|
| Constante | 77.62 | 0.76 | 102.02 | 0.00 | |
| X ₁ | 3.72 | 0.76 | 4.89 | 0.04 | 1.00 |
| X ₂ | 0.22 | 0.76 | 0.29 | 0.80 | 1.00 |
| X ₃ | 0.96 | 0.76 | 1.27 | 0.33 | 1.00 |
| X ₄ | 6.31 | 0.76 | 8.30 | 0.01 | 1.00 |
| X ₅ | 0.39 | 0.76 | 0.51 | 0.66 | 1.00 |

Fuente. Elaboración propia

Ecuación de regresión

$$Y = 77.621 + 3.724 X_1 + 0.219 X_2 + 0.964 X_3 + 6.314 X_4 + 0.389 X_5$$

Donde:

X₁= Sulfato de cobres(g/TM).

X₂= Xantato isopropílico de sodio(g/TM).

X₃= pH

X₄= Tiempo de remolienda(minutos).

X₅= Tiempo de acondicionamiento(minutos).

6.4 Análisis de Residuos

En la figura 15 se puede ver la gráfica de probabilidad normal, podemos notar que los puntos siguen una línea recta lo que quiere decir que los residuos se distribuyen normalmente.

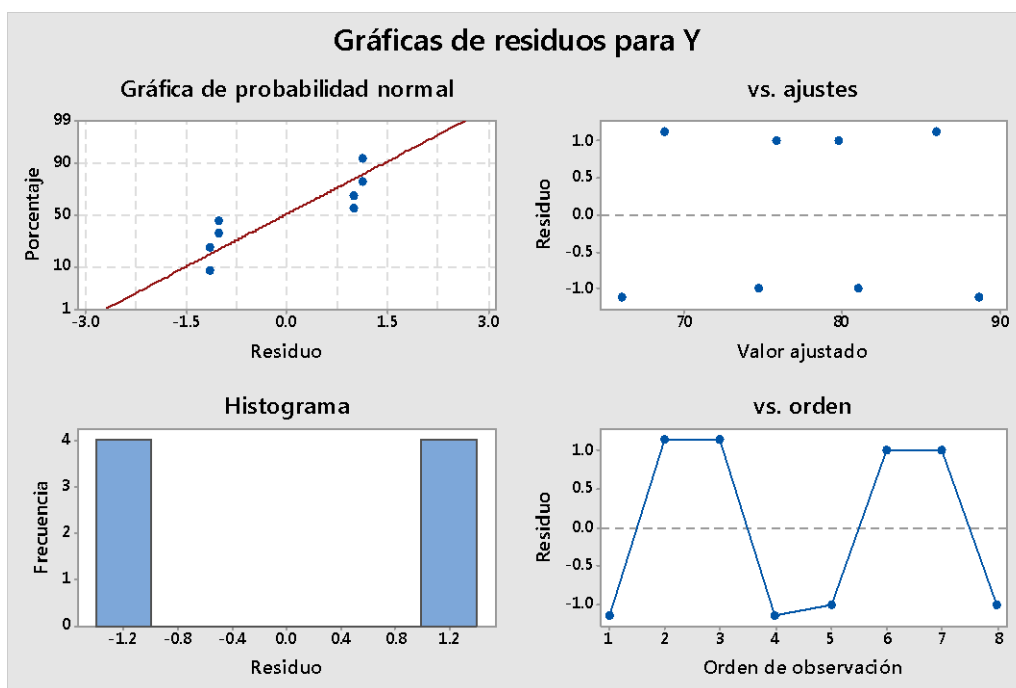


Figura 15. Análisis de Gráficas de Residuos. Fuente (Elaboración propia)

6.5 Aplicación de T-Student

En la tabla 24 se muestra los valores t-student de cada variable, estos valores representan la significancia sobre la respuesta en la regresión, estos valores serán comparados con los valores absolutos de t-student de tabla.

Tabla 24

Aplicación de Grado de Significancia de Cada Variable t-Student

| Sulfato de cobre | Xantato isopropílico | pH | Tiempo de remolienda | Tiempo de Acondicionamiento |
|-------------------------|-----------------------------|-----------|-----------------------------|------------------------------------|
| 4.89 | 0.29 | 1.27 | 8.30 | 0.59 |

Fuente. Elaboración propia

Analizando los estadísticos de t-student, se procede a eliminar todos los valores absolutos inferiores al valor de t-student de tabla, donde para 8 pruebas y al 95% de nivel de confianza es 1.86.

En la tabla 25 se muestra los resultados obtenidos.

Tabla 25

Aplicación de t-Student Analizado con t de Tabla

| Sulfato de cobre | Xantato isopropílico | pH | Tiempo de remolienda | Tiempo de Acondicionamiento |
|-----------------------------|---------------------------------|-----------|---------------------------------|----------------------------------------|
| 4.89 | | | 8.30 | |

Fuente. Elaboración propia

Entonces podemos concluir que las variables de mayor influencia para la recuperación de zinc, es el sulfato de cobre (+4.89) y el tiempo de remolienda (+8.30), este último el de mayor importancia.

Modelo Matemático a escala natural obtenido:

$$Y = 77.621 + 3.724 X_1 + 0.219 X_2 + 0.964 X_3 + 6.314 X_4 + 0.389 X_5$$

Donde:

Y : Recuperación de Zinc.

X₁ : Sulfato de cobre.

X₂ : Xantato isopropílico de sodio.

X₃ : pH.

X₄: Tiempo de remolienda.

X₅: Tiempo de acondicionamiento.

La ecuación queda de la siguiente forma:

$$\% \text{ Recuperación de zinc} = 77.621 + 3.724 \text{ sulfato de cobre} + 0.219 \text{ xantato isopropílico de sodio} + 0.964 \text{ pH} + 6.314 \text{ tiempo de remolienda} + 0.389 \text{ tiempo de acondicionamiento}.$$

Gráficos del diseño de factorial fraccionado.

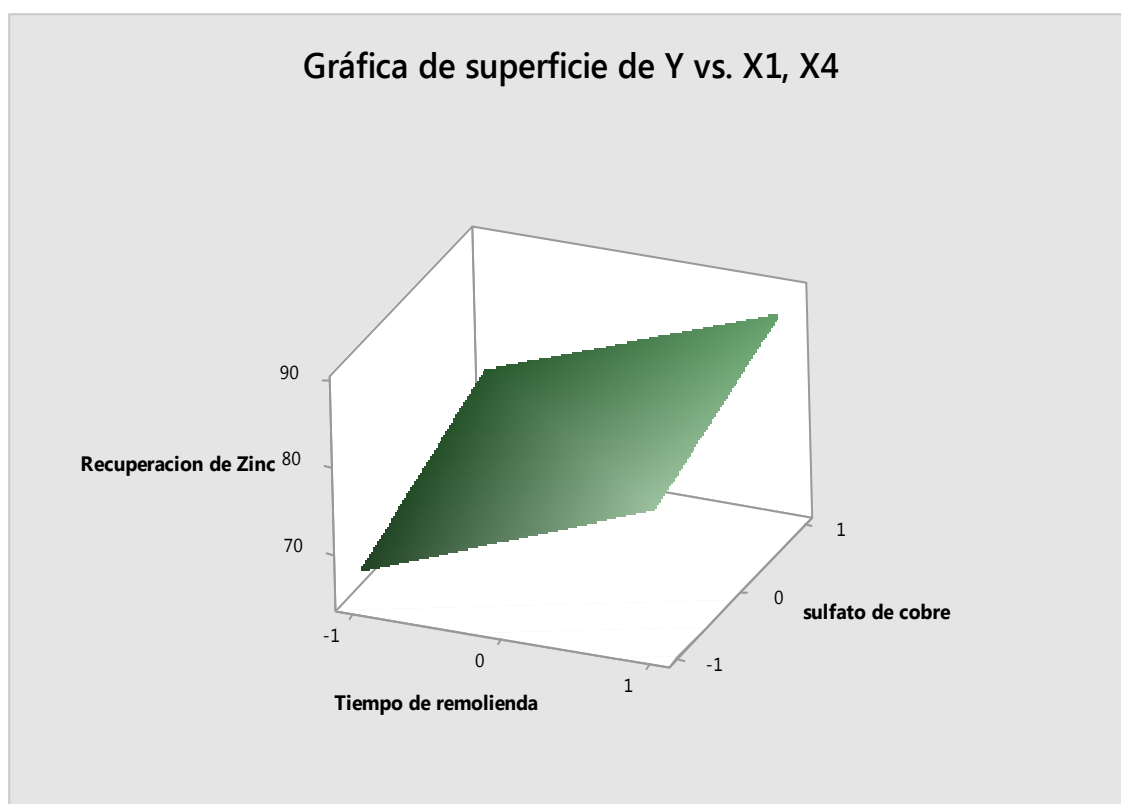


Figura 16. Gráfica de Superficies de Y vs, X1, X4. Fuente (Elaboración propia)

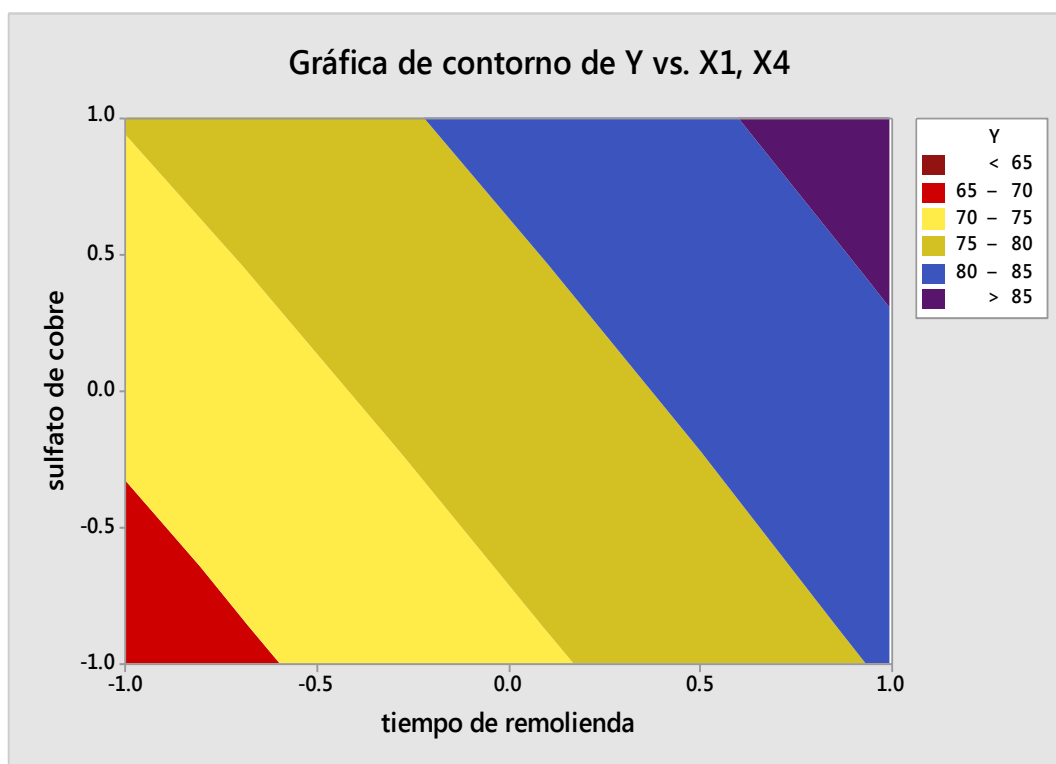


Figura 17. Gráfica de Contorno de Y vs. X_1 , X_4 . Fuente (Elaboración propia)

6.6 Conclusiones

- Luego de hacer las regresiones para la recuperación de zinc, los valores t-student de las variables se obtienen dividiendo el coeficiente y el error estándar de la regresión. Para determinar la importancia de cada variable independiente sobre la variable respuesta, realizamos la comparación de los valores de t-student calculado y de tabla, los valores mayores en valor absoluto entre t-student calculado y de tabla (al 95% es 1.86), serán más importantes sobre la respuesta.
- Al realizar un análisis de las variables independientes sobre cómo influyen en la flotación, utilizaremos los valores absolutos de t-student de tabla, y podemos concluir de la siguiente manera.

- ***Sulfato de cobre ($CuSO_4$)***. El valor absoluto es superior al t-student de tabla por lo tanto es muy importante para la recuperación de zinc (+ 4.89), podemos concluir que es un buen activador de sulfuro de zinc.
- ***Xantato isopropílico de sodio(Z-11)***. Podemos ver que el xantato no es considerado significativo (0.29 menor que 1.86), lo que sugiere que este xantato posiblemente no sea el adecuado para este tipo de mineral, es probable que un esquema de uso de colector sea en las etapas rougher el Z-11 y en la etapa de agotamiento(scavenger) el Z-6 sea el más adecuado.
- ***pH (CAL)***. Podemos ver que la cal no es considerado significativo (1.27 es menor que 1.86) para la recuperación de zinc, probablemente sea más significativo para la calidad de concentrado.
- En resumen, podemos indicar que la flotación rougher de zinc se debe mantener a un pH 11.00 y en las limpiezas rangos de 11.5-12.0 para poder garantizar calidad de concentrado.
- ***Tiempo de remolienda***. Podemos ver que el tiempo de remolienda es de suma importancia en la recuperación de zinc (+8.30) que también nos garantiza la calidad de concentrado, la recuperación del zinc contenido de las colas de Pb-Ag va depender del grado de liberación en la molienda.
- ***Tiempo de acondicionamiento***. Podemos ver que el tiempo de acondicionamiento no es considerado significativo (+0.59 es menor que 1.86) pero podemos buscar estandarizar con relación a recuperación rougher de zinc.

6.7 Optimización por Diseño Hexagonal

El diseño hexagonal consiste en realizar 6 pruebas experimentales, estos puntos codificados están ubicados en cada coordenada del hexágono con centro de origen (0,0), el hexágono está inscrito dentro de una circunferencia de radio 1, antes de realizar las pruebas se procede a codificar los valores, y para poder analizar el error experimental se agrega 3 pruebas adicionales al centro.

La aplicación del diseño hexagonal para la realización de pruebas experimentales tiene como finalidad de encontrar las condiciones óptimas de las variables independientes que influyen en el proceso, estas variables fueron evaluados y seleccionados en la etapa anterior, el sulfato de cobre(g/TM) y el tiempo de remolienda(minutos) son las variables seleccionadas para optimizar la recuperación.

6.7.1 Procedimiento de optimización de la recuperación de Zn con Minitab.

- Luego de obtener los datos estadísticos del resultado, procedemos a analizar la varianza con el estadístico “F” de Fisher.
- La primera condición que debe cumplir la ecuación para tener una correlación suficiente, es que el “F” de Fisher de regresión calculada sea mayor que el “F” de Fisher de tabla.
- La segunda condición que se debe cumplir, es que el valor de “F” de falta de ajuste de la regresión sea menor que el “F” de tabla, esto significaría que los puntos no estarían muy alejados de la curva de la ecuación del modelo.
- Al verificar que ambas condiciones anteriores cumplen estadísticamente, podemos concluir que el resultado y las conclusiones obtenidas cuentan con suficiente soporte técnico.

- Al finalizar con la ecuación obtenida podemos obtener los valores máximos de las variables independientes y de la variable dependiente (recuperación de zinc).

A continuación, vamos a describir las pruebas experimentales de laboratorio para la etapa de optimización.

6.7.2 Pruebas de flotación con colas del circuito de Pb/Ag (diseño hexagonal).

Flotación de zinc variando el tiempo de acondicionamiento.

Se realizaron tres pruebas de flotación en circuito abierto con la finalidad de obtener un tiempo de acondicionamiento (minutos) estándar en comparación a la recuperación rougher de Zinc. Las pruebas se realizan con la misma granulometría obtenida de la muestra aproximado de $\pm 70\%$ -200M. Los resultados podemos ver en la tabla 26.

Dosificación de reactivos para flotación rougher de zinc vs tiempo de acondicionamiento.

| | |
|-------------------------------------|------------|
| Sulfato de cobre | : 400 g/TM |
| Xantato isopropílico de sodio(Z-11) | : 15 g/TM |
| pH | : 11.00 |

En la tabla 26 se muestra la Recuperación Rougher de Zinc Vs. Tiempo de Acondicionamiento.

Tabla 26

Recuperación Rougher de Zinc vs. Tiempo de Acondicionamiento

| Prueba N° | Tiempo Acond. (minutos) | Peso (%) | R.C | Concentrado rougher Zn (%) | | Recuperación (%) | |
|--------------|-------------------------------|-------------|------|-------------------------------|-------|---------------------|-------|
| | | | | Zn | Fe | Zn | Fe |
| 1 | 5 | 27.90 | 3.58 | 7.85 | 11.76 | 95.07 | 66.26 |
| 2 | 10 | 22.50 | 4.44 | 9.95 | 14.20 | 97.67 | 64.74 |
| 3 | 20 | 16.80 | 5.95 | 11.81 | 10.65 | 86.47 | 35.87 |

Fuente. Elaboración propia

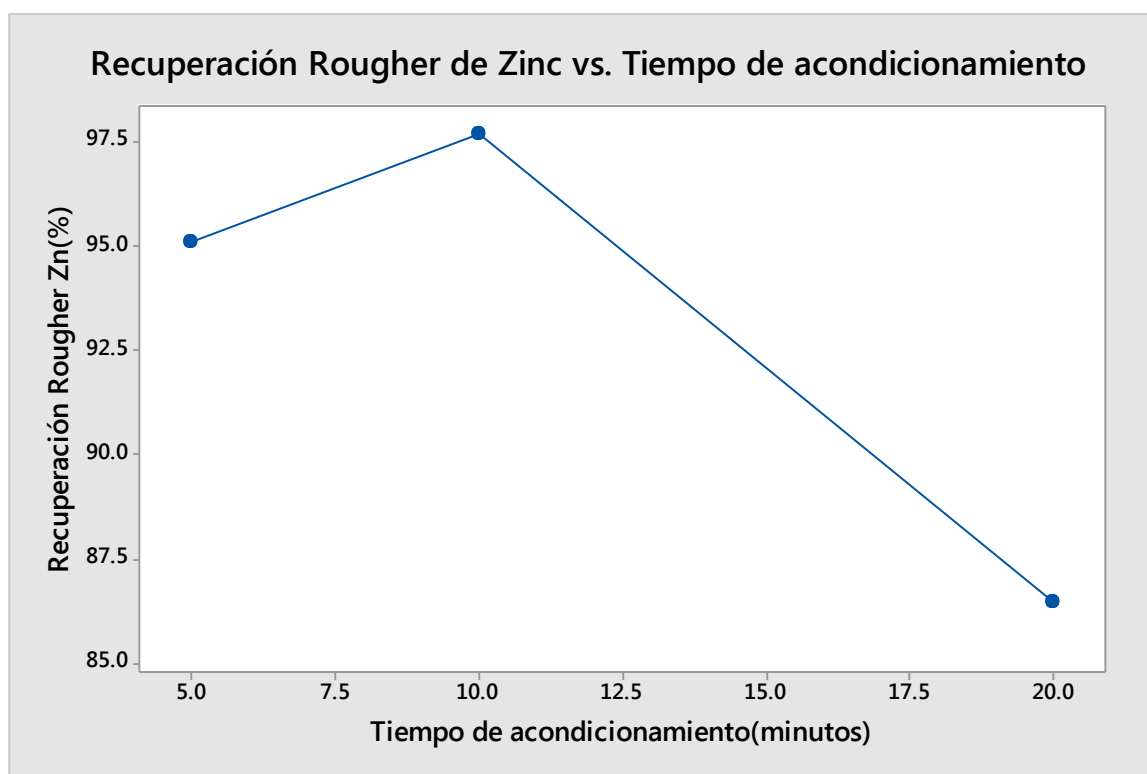


Figura 18. Recuperación Rougher de Zinc vs. Tiempo de Acondicionamiento. Fuente. (Elaboración propia)

En la figura 18 se muestra que con 10 minutos de acondicionamiento se llega a recuperar hasta el 97.67% del zinc en la etapa rougher contenido en las colas del circuito Pb/Ag.

Prueba 1: Flotación rougher de zinc vs tiempo de acondicionamiento.

Tabla 27

Dosificación de Reactivos de Flotación Ro. Zinc vs Tiempo de Acondicionamiento

| Etapa | Dosificación de reactivos, | | | | Tiempo (minutos) | | pH | %S | |
|--------------------|----------------------------|-------|------|------|------------------|-------------|----|----|----|
| | g/TM | | | | | | | | |
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | Molien. | Acond.Flót. | | | |
| Acondicionamiento1 | 730 | | | | | 5 | 11 | 38 | |
| Acondicionamiento2 | 73 | 300 | | | | 5 | 11 | 38 | |
| Rougher 1 | | | 10 | 6 | | 1 | 3 | 11 | 38 |
| Rougher 2 | | | 5 | 6 | | 1 | 3 | 11 | 38 |
| Remolienda | | 100 | | | | 5 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 28

Balance Metalúrgico Prueba 1

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------|-------------|-----|------|------------------|-------|-------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. Ro Zn | 27.9 | 0.2 | 7.9 | 11.8 | 54.7 | 95.1 | 66.3 |
| 2 | Conc. Scv Zn | 6.1 | 0.2 | 1.2 | 13.8 | 10.5 | 3.2 | 16.9 |
| 1-2 | Conc. Rougher | 34.0 | 0.4 | 6.7 | 12.1 | 65.2 | 98.2 | 83.2 |
| 3 | Relave | 66.0 | 0.1 | 0.1 | 1.3 | 34.8 | 1.8 | 16.8 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | 0.1 | 2.3 | 5.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | 0.1 | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba 2: Flotación Rougher de zinc vs tiempo de acondicionamiento.

Tabla 29

Dosificación de Reactivos Flotación Ro. vs Tiempo de Acondicionamiento

| | Dosificación de reactivos,g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | | pH | %S |
|--------------------|--------------------------------|-------|------|------|------------------|-------|------|----|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | Molien | Acond | Flot | | |
| Acondicionamiento1 | 730 | | | | | 10 | | 11 | 38 |
| Acondicionamiento2 | 73 | 300 | | | | 10 | | 11 | 38 |
| Rougher 1 | | | 10 | 6 | | 1 | 3 | 11 | 38 |
| Rougher 2 | | | 5 | 6 | | 1 | 3 | 11 | 38 |
| Remolienda | | 50 | | | 9 | | | | |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 30

Balance Metalúrgico Prueba 2

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución % | | |
|----------|------------------|-------|-------------|------|------|----------------|-------|-------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. Ro Zn | 22.5 | 0.3 | 10.0 | 14.2 | 53.4 | 97.7 | 64.7 |
| 2 | Conc. Scv Zn | 10.8 | 0.2 | 0.3 | 8.7 | 12.7 | 1.5 | 19.0 |
| 1-2 | Conc. Rougher | 33.3 | 0.3 | 6.8 | 12.4 | 66.0 | 99.1 | 83.8 |
| 3 | Relave | 66.7 | 0.1 | 0.1 | 1.2 | 34.0 | 0.9 | 16.2 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | 0.1 | 2.3 | 4.9 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | 0.1 | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba 3: Flotación rougher de zinc vs tiempo de acondicionamiento.

Tabla 31*Dosificación de Reactivos de Flotación Ro. vs. Tiempo de Acondicionamiento*

| Etapa | Dosificación de reactivos,g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | | pH |
|--------------------|--------------------------------|-------|------|------|------------------|-------|------|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | Molien | Acond | Flot | |
| Acondicionamiento1 | 730 | | | | | 20 | | 11 |
| Acondicionamiento2 | 73 | 200 | | | | 20 | | 11 |
| Rougher 1 | | | 10 | 6 | | | 3 | 11 |
| Rougher 2 | | | 5 | 6 | | | 3 | 11 |
| Remolienda | 219 | 50 | | | 9 | | | |
| 1ra Limpieza | | | | 6 | | | 3 | 11 |
| 1ra Limpieza scv | | | 5 | 6 | | | 3 | 11 |
| 2da Limpieza | | | | 6 | | | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza | | | | | | | 2 | 11 |

*Fuente. Elaboración propia***Tabla 32***Balance Metalúrgico Prueba 3*

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|---------------|------|-------------|------|------|------------------|------|------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.0 | 0.4 | 62.0 | 1.2 | 14.4 | 81.8 | 0.7 |
| 2 | Medios 3 | 0.8 | 0.3 | 8.7 | 12.4 | 2.8 | 3.0 | 1.9 |
| 3 | Medios 2 | 0.8 | 0.1 | 1.2 | 13.4 | 0.9 | 0.4 | 2.1 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.0 | 0.2 | 1.1 | 26.0 | 4.8 | 1.0 | 10.4 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 10.2 | 0.1 | 0.1 | 10.1 | 7.2 | 0.4 | 20.7 |
| 1-5 | Conc.rougher | 16.8 | 0.2 | 11.8 | 10.7 | 30.1 | 86.5 | 35.9 |
| 6 | Conc. Ro 2 | 6.8 | 0.2 | 1.53 | 21.2 | 16.2 | 4.5 | 28.9 |
| 7 | Relave | 76.4 | 0.1 | 0.27 | 2.3 | 53.7 | 9.0 | 35.2 |

| | | | | | | | |
|------------------|-----|------|-----|-----|-------|-------|-------|
| Cabeza Calculada | | 0.08 | 2.3 | 5.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| Cabeza Ensayada | 100 | 0.1 | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Flotación de zinc variando dosificación de sulfato de cobre.

Se realizó pruebas de flotación en circuito abierto variando la dosificación de sulfato de cobre (CuSO_4). El grado de molienda empleada fue tal como se sacó la muestra de aproximadamente $\pm 70\%$ (-200malla). Los resultados podemos ver en tabla 33:

Dosificación de reactivos para flotación rougher de zinc vs dosis de sulfato de cobre.

Tiempo de acondicionamiento: 10 minutos.

Xantato isopropílico(Z-11) : 15 g/TM

pH : 11.00

En la tabla 33 se muestra la Recuperación rougher de zinc vs. dosificación de CuSO_4 .

Tabla 33

Recuperación Rougher de Zn vs. Dosis de Sulfato de Cobre

| Prueba N° | CuSO_4 (g/TM) | Peso (%) | R.C | Concentrado Rougher Zn (%) | | Recuperación (%) | |
|--------------|---------------------------|-------------|------|-------------------------------|------|------------------|-------|
| | | | | Zn | Fe | Zn | Fe |
| 2 | 350 | 22.50 | 4.44 | 9.9 | 12.4 | 97.67 | 64.74 |
| 4 | 200 | 23.00 | 4.37 | 6.20 | 11.3 | 95.19 | 53.01 |
| 5 | 100 | 29.50 | 3.39 | 6.00 | 9.60 | 71.64 | 57.22 |

Fuente. Elaboración propia

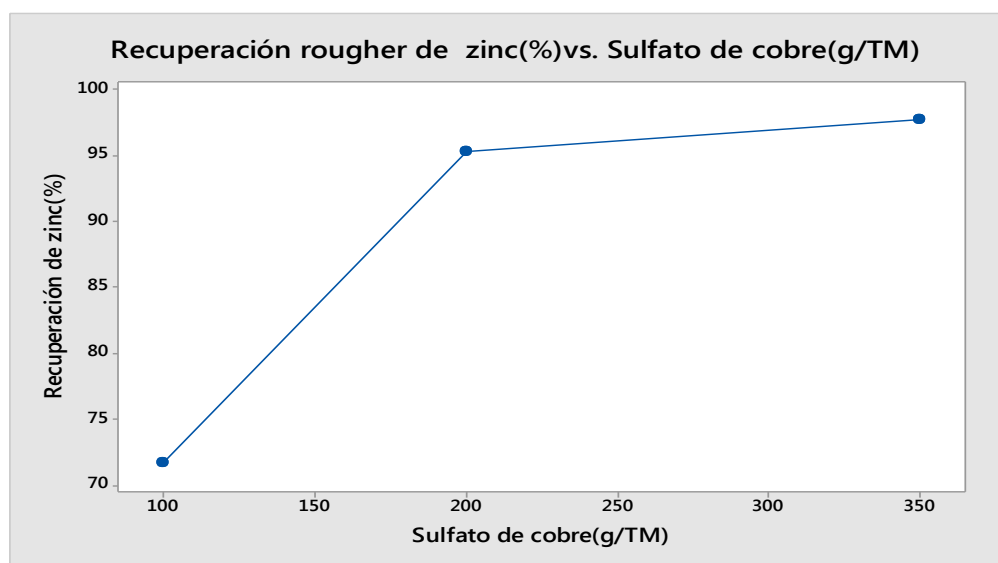


Figura 19. Recuperación Rougher de Zinc vs, Dosificación de Sulfato de Cobre. Fuente (Elaboración propia)

En la figura 19 podemos observar que los mejores resultados se logran con una dosificación de 350 g/TM de sulfato de cobre (CuSO_4). Se logra recuperar el 97.67% en la etapa rougher del contenido de zinc en las colas del circuito Pb/Ag.

Prueba 4: Flotación rougher de zinc vs dosificación de sulfato de cobre

Tabla 34

Dosificación de reactivos flotación Ro. de zinc vs. Dosificación de sulfato de cobre

| Etapa | Dosificación de reactivos, g/TM | | | Tiempo (minutos) | | | pH | %S |
|--------------------|---------------------------------|-----------------|------|------------------|-------|------|----|----|
| | Cal | CuSO_4 | Z-11 | Molien | Acond | Flot | | |
| Acondicionamiento1 | 730 | | | | 10 | | 11 | 29 |
| Acondicionamiento2 | 73 | 200 | | | 10 | | 11 | 29 |
| Rougher 1 | | | 10 | 7 | | 3 | 11 | 29 |
| Rougher 2 | | | 5 | | | 3 | 11 | 29 |
| Remolienda | 219 | | | 5 | | | | |

| | | | | |
|------------------|---|---|---|----|
| 1ra Limpieza | | 6 | 3 | 11 |
| 1ra Limpieza scv | 5 | 6 | 3 | 11 |
| 2da Limpieza | | 6 | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza | | | 2 | 11 |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 35

Balance metalúrgico prueba 4

| Producto | | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|----|-------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl | Zn | 2.4 | 0.9 | 63.2 | 1.8 | 22.3 | 68.3 | 0.9 |
| 2 | Medios 3 | | 1.5 | 0.3 | 4.9 | 12.8 | 5.3 | 3.3 | 3.8 |
| 3 | Medios 2 | | 3.0 | 0.2 | 0.4 | 13.0 | 5.1 | 0.6 | 7.8 |
| 4 | Conc. Cl Scv | | 1.8 | 0.3 | 0.8 | 35.5 | 5.2 | 0.6 | 12.7 |
| 5 | Relave Cl.Scv | | 14.2 | 0.1 | 3.5 | 10.1 | 8.9 | 22.2 | 28.6 |
| 1-5 | Conc.rougher | | 23.0 | 0.2 | 6.2 | 11.3 | 46.9 | 95.0 | 53.7 |
| 6 | Conc. Ro 2 | | 8.4 | 0.2 | 0.9 | 15.4 | 15.8 | 3.5 | 25.8 |
| 7 | Relave | | 68.7 | 0.1 | 0.1 | 1.5 | 37.3 | 1.5 | 20.5 |
| | Cabeza Calculada | | 100.0 | 0.1 | 2.2 | 5.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | | 0.1 | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba 5: Flotación rougher de zinc vs dosificación de sulfato de cobre

Tabla 36

Dosificación de reactivos flotación Ro. de zinc vs. Dosificación. de sulfato de cobre

| Etapa | Dosificación de reactivos,g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | | | %S |
|--------------------|--------------------------------|-------|------|-------|------------------|-------|------|----|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | D-250 | Molien | Acond | Flot | pH | |
| Acondicionamiento1 | 730 | | | | | 10 | | 11 | 29 |

| | | | | | | | | | |
|--------------------|-----|-----|----|---|----|--|----|----|----|
| Acondicionamiento2 | 73 | 100 | | | 10 | | 11 | 29 | |
| Rougher 1 | | | 10 | 7 | | | 3 | 11 | 29 |
| Rougher 2 | | | 5 | | | | 3 | 11 | 29 |
| Remolienda | 219 | 150 | | | 5 | | | | |
| 1ra Limpieza | | | | 6 | | | 3 | 11 | |
| 1ra Limpieza scv | | | 5 | 6 | | | 3 | 11 | |
| 2da Limpieza | | | | 6 | | | 2 | 11 | |
| 3ra Limpieza | | | | | | | 2 | 11 | |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 37

Balance metalúrgico prueba 5

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 2.5 | | 59.5 | 2.0 | | 69.6 | 1.2 |
| 2 | Medios 3 | 0.8 | | 8.8 | 11.9 | | 2.7 | 2.0 |
| 3 | Medios 2 | 3.3 | | 1.1 | 12.5 | | 1.4 | 8.5 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 4.5 | | 0.4 | 27.7 | | 0.6 | 23.0 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 18.4 | | 0.1 | 5.6 | | 0.7 | 21.4 |
| 1-5 | Conc.rougher | 29.5 | | 6.0 | 9.6 | | 75.1 | 56.1 |
| 6 | Conc. Ro 2 | 5.6 | | 6.8 | 19.3 | | 14.8 | 22.4 |
| 7 | Relave | 64.9 | | 0.4 | 1.6 | | 10.1 | 21.5 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | | | | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | | 2.3 | 5.0 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Flotación rougher - producción de concentrado homogéneo.

Se realiza pruebas de flotación rougher con la finalidad de producir concentrado rougher de zinc homogéneo para continuar con las pruebas de flotación cleaner variando el tiempo de remolienda y obtener la granulometría óptima.

Producción de concentrado rougher de Zinc homogéneo.

Tabla 38

Dosificación de reactivos para producción de concentrados Ro. homogéneo

| Etapa | Dosificación de reactivos,g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | | pH | %S |
|--------------------|--------------------------------|-------|------|-------|------------------|-------|------|----|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | D-250 | Molien | Acond | Flot | | |
| Acondicionamiento1 | 730 | | | | | 10 | | 11 | 38 |
| Acondicionamiento2 | 73 | 300 | | | | 10 | | 11 | 38 |
| Rougher 1 | | | 10 | 7 | | 1 | 3 | 11 | 38 |
| Rougher 2 | | | 5 | 6 | | 1 | 3 | 11 | 38 |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 39

Balance metalúrgico prueba 6

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|----------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. Ro Zn | 19.9 | | 10.6 | 9.9 | | 94.9 | 40.3 |
| 2 | Conc. Scv Zn | 11.6 | | 0.6 | 12.2 | | 2.9 | 28.9 |
| 1-2 | Conc. Rougher | 31.5 | | 6.9 | 10.7 | | 97.8 | 69.2 |
| 3 | Relave | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | | 2.2 | 30.8 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | 2.2 | 4.9 | | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Flotación de zinc variando tiempo de remolienda en las limpiezas.

A partir de un concentrado rougher homogéneo se realizan cuatro pruebas de flotación variando tiempo de remolienda del concentrado rougher. Los resultados se muestran en la tabla 40.

Dosificación de reactivos de flotación de zinc vs tiempo de remolienda

Sulfato de cobre : 300 g/TM.

Xantato isopropílico : 15 g/TM.

pH : 11

Silicato de sodio(limpieza): 150 g/TM.

Tabla 40

Recuperación de zinc en cleaner III vs tiempo de remolienda

| Prueba N° | Tiempo Remolienda (min) | P80 (micras) | Peso (%) | Concentrado cleaner Zn (III)(%) | | Recuperación (%) | |
|--------------|-------------------------------|-----------------|-------------|---------------------------------------|-----|---------------------|-----|
| | | | | Zn | Fe | Zn | Fe |
| *7 | 0 | 65 | 18.93 | 55.1 | 5.2 | 85.0 | 4.1 |
| 8 | 2 | 30 | 16.40 | 62.0 | 1.6 | 84.5 | 1.1 |
| 9 | 5 | 20 | 16.60 | 62.3 | 1.2 | 85.6 | 0.8 |
| 10 | 10 | 15 | 15.70 | 61.6 | 1.2 | 86.1 | 0.8 |

Fuente. Elaboración propia - Prueba sin Remolienda.

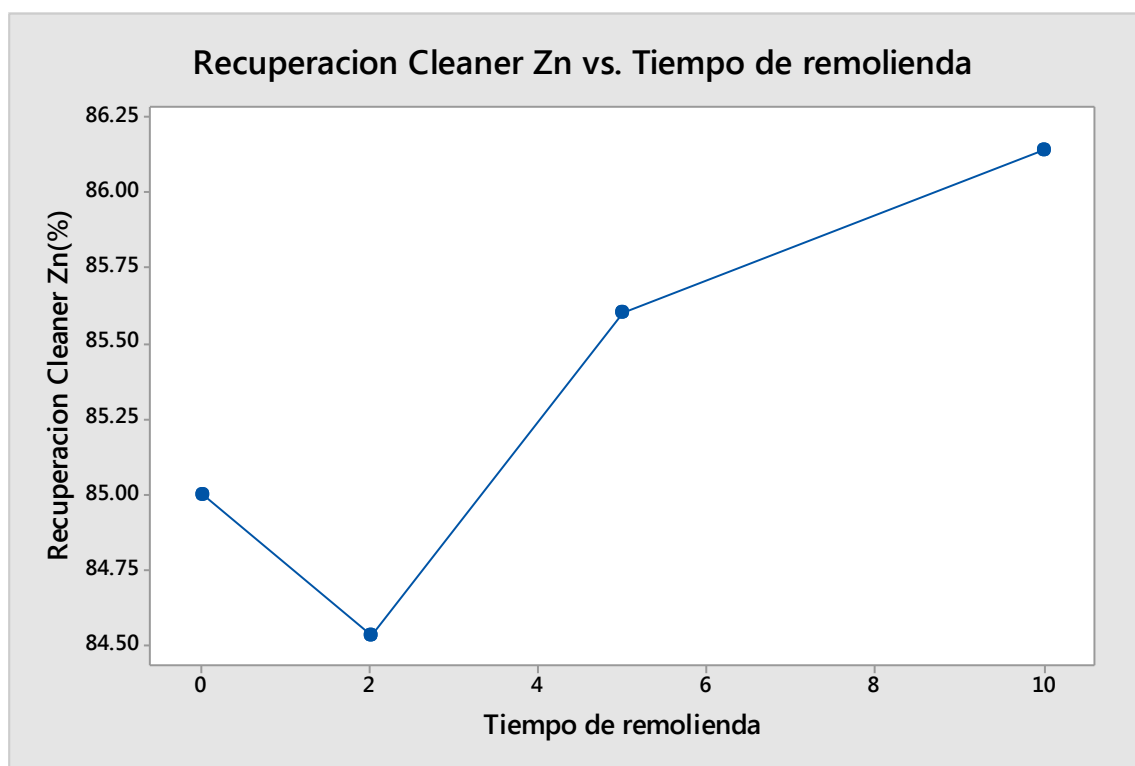


Figura 20. Recuperación de zinc vs tiempo de remolienda. Fuente (Elaboración propia)

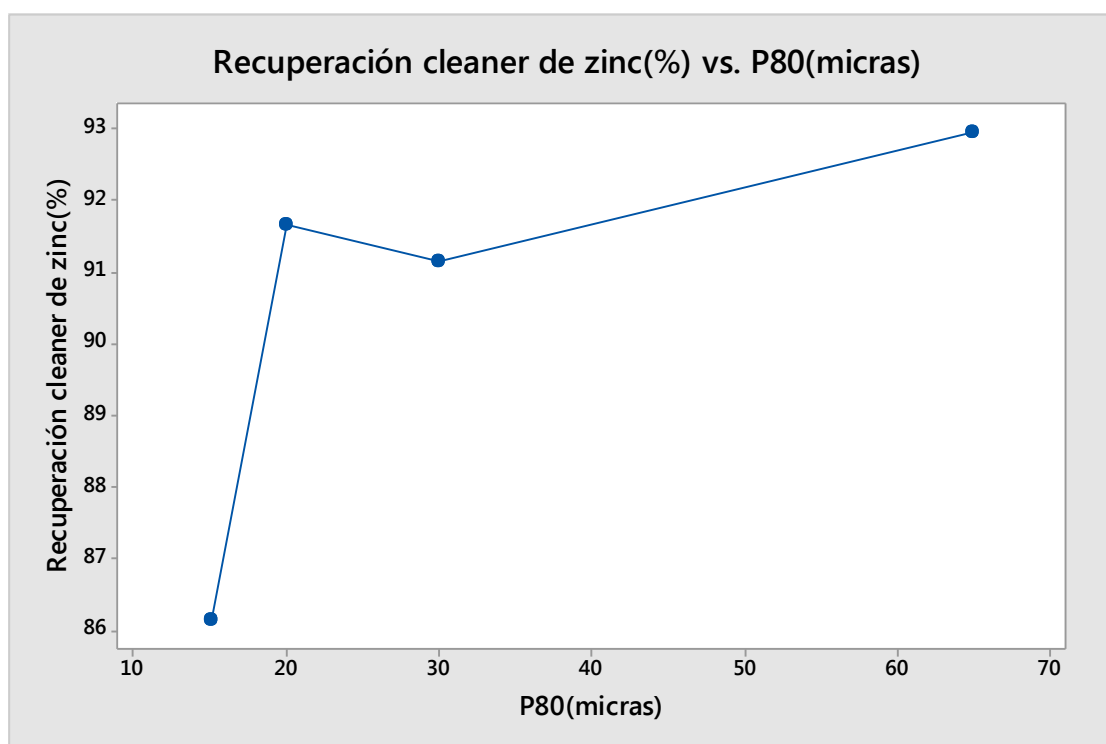


Figura 21. Recuperación de zinc vs. remolienda, micras. Fuente (Elaboración propia)

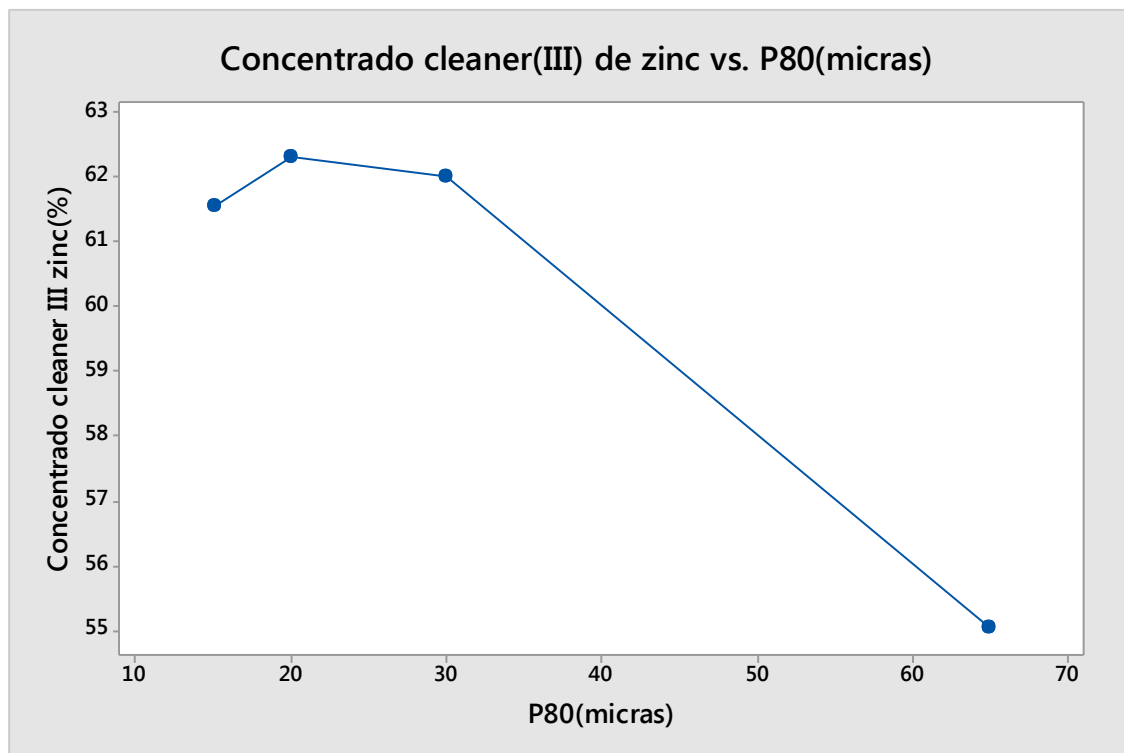


Figura 22. P80(micras) vs. Concentrado cleaner III (%). Fuente (Elaboración propia)

En la figura 22 podemos observar mejor el resultado que cuando se remuele a un P80 de 20 micras nos garantiza la calidad de concentrado a promedio de 62.30% de ley de zinc y una recuperación promedio de 86%, también se observa que cuando el mineral se encuentra en una granulometría gruesa baja la calidad de concentrado.

Prueba 7: Flotación de Zinc Variando remolienda en las limpiezas.

Tabla 41

Dosificación de Reactivos Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda

| Etapa | Dosificación de reactivos,g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | | |
|-------------------|--------------------------------|-------|------|------|------------------|-------|------|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | Molien | Acond | Flot | pH |
| Remolienda | | | | | 0 | | | |
| Acondicionamiento | 219 | 350 | | | | 5 | | |

| | | | | |
|------------------|---|---|---|----|
| 1ra Limpieza | | 7 | 3 | 11 |
| 1ra Limpieza scv | 5 | 6 | 3 | 11 |
| 2da Limpieza | | 6 | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza | | | 2 | 11 |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 42

Balance Metalúrgico Prueba 7

| Producto | | Peso | Ensaye (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------|------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.2 | | 55.0 | 5.2 | | 85.0 | 3.4 |
| 2 | Medios 3 | 1.3 | | 1.9 | 27.0 | | 1.2 | 6.9 |
| 3 | Medios 2 | 1.8 | | 0.6 | 17.2 | | 0.5 | 6.3 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.5 | | 0.4 | 34.8 | | 0.5 | 17.9 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 11.2 | | 1.3 | 2.6 | | 7.3 | 5.9 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | | 0.6 | 12.2 | | 3.1 | 28.9 |
| 7 | Relave | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | | 2.4 | 30.7 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | 2.1 | 4.9 | | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba 8: Flotación de zinc vs tiempo de remolienda en las limpiezas.

Tabla 43

Dosificación Reactivos en Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda

| Etapa | Dosificación de reactivos,g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | |
|------------------|--------------------------------|-------|------|------|------------------|------|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | Molien | Flot | pH |
| Remolienda | 219 | 300 | | | 5 | | |
| 1ra Limpieza | | | | | | 3 | |
| 1ra Limpieza scv | | | | 6 | | 3 | 11 |

| | | | | |
|--------------|---|---|---|----|
| 2da Limpieza | 5 | 6 | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza | | 6 | 2 | 11 |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 44

Balance Metalúrgico Prueba 8

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.3 | | 62.0 | 1.6 | | 84.5 | 1.1 |
| 2 | Medios 3 | 0.3 | | 6.8 | 16.4 | | 0.9 | 1.1 |
| 3 | Medios 2 | 1.8 | | 1.7 | 13.8 | | 1.2 | 5.0 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.1 | | 0.9 | 31.5 | | 0.8 | 13.6 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 12.5 | | 0.2 | 7.6 | | 1.0 | 19.4 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | | 1.8 | 12.2 | | 8.8 | 29.0 |
| 7 | Relave | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | | 2.7 | 30.8 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | 2.4 | 4.9 | | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba 9: Flotación de zinc vs tiempo de remolienda en las limpiezas.

Tabla 45

Dosificación de Reactivos de Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda

| Etapa | Dosificación de reactivos, | | | | Tiempo (minutos) | | | |
|---------------------|----------------------------|-------|------|------|------------------|-------|------|----|
| | g/TM | | | | Molien | Acond | Flot | pH |
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | | | | |
| Remolienda | 219 | 300 | | | 5 | | | |
| 1ra Limpieza | | | | | | | 3 | 11 |
| 1ra Limpieza scv | | | | 6 | | | 3 | 11 |

| | | | | |
|--------------|---|---|---|----|
| 2da Limpieza | 5 | 6 | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza | | 6 | 2 | 11 |

Fuente. Elaboración Propia

Tabla 46

Balance Metalúrgico Prueba 9

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.3 | | 62.3 | 1.2 | | 85.6 | 0.8 |
| 2 | Medios 3 | 0.5 | | 4.9 | 12.1 | | 1.1 | 1.3 |
| 3 | Medios 2 | 2.2 | | 0.8 | 12.5 | | 0.7 | 5.5 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 1.8 | | 1.0 | 26.5 | | 0.7 | 9.5 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 12.2 | | 0.1 | 9.6 | | 0.5 | 23.7 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | | 1.9 | 12.2 | | 9.3 | 28.7 |
| 7 | Relave | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | | 2.1 | 30.5 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | 2.4 | 4.9 | | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración Propia

Prueba 10: Flotación de zinc vs tiempo de remolienda en las limpiezas.

Tabla 47

Dosificación de Reactivos en Flotación de Zinc vs Tiempo de Remolienda

| Etapas | Dosificación de reactivos, g/TM | | | | Tiempo (minutos) | | | pH |
|--------------|---------------------------------|-------|------|------|------------------|-------|------|----|
| | Cal | CuSO4 | Z-11 | Mibc | Molien | Acond | Flot | |
| Remolienda | 219 | 300 | | | 5 | | | |
| 1ra Limpieza | | | | 6 | | | 3 | 11 |

| | | | | |
|--------------|---|---|---|----|
| 1ra Limpieza | 5 | 6 | 3 | 11 |
| scv | | | | |
| 2da Limpieza | | 6 | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza | | | 2 | 11 |

Fuente. Elaboración propia

Tabla 48

Balance Metalúrgico Prueba 10

| | | Producto | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|---|------------|----------|-------------|-------------|------|------|---------------------|-------|----|
| | | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl | Zn | 3.1 | | 61.6 | 1.2 | 86.1 | 0.8 | |
| 2 | Medios 3 | | 0.5 | | 11.2 | 10.0 | 2.7 | 1.1 | |
| 3 | Medios 2 | | 2.4 | | 2.3 | 11.6 | 2.5 | 5.7 | |
| 4 | Conc. Cl | Scv | 1.1 | | 5.5 | 16.9 | 2.8 | 3.9 | |
| 5 | Relave Cl. | Scv | 12.7 | | 0.1 | 11.8 | 0.7 | 30.1 | |
| 6 | Conc. Scv | Zn | 11.6 | | 0.6 | 12.2 | 2.9 | 28.4 | |
| 7 | Relave | | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | 2.2 | 30.2 | |
| | Cabeza | | | | | | | | |
| | Calculada | | 100.0 | | 2.2 | 5.0 | 100.0 | 100.0 | |

Fuente. Elaboración propia

Diagrama de flujo de pruebas de flotación para diseño hexagonal.

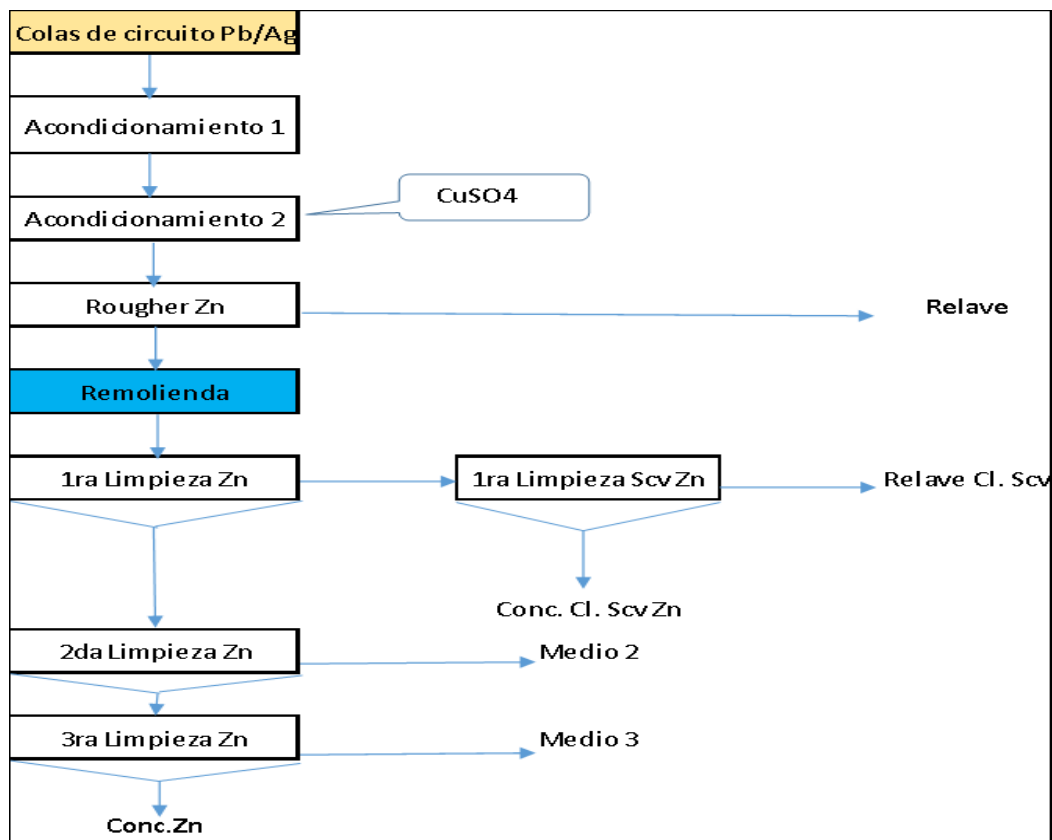


Figura 23. Diagrama de flujo de flotación. Fuente (Elaboración propia)

En la tabla 49 se muestra el resumen de recuperaciones de zinc obtenidas (%) de las pruebas metalúrgicas realizadas para la aplicación del diseño hexagonal.

Tabla 49

Resultados de Recuperación de Zinc Para el Diseño Hexagonal

| Prueba N° | Recuperación de Zn (%) |
|-----------|------------------------|
| 01 | 85.35 |
| 02 | 85.28 |
| 03 | 81.77 |
| 04 | 68.35 |

| | |
|----|-------|
| 05 | 69.56 |
| 06 | 85.00 |
| 07 | 84.53 |
| 08 | 85.60 |
| 09 | 86.14 |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°01

Tabla 50

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 1

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | Distribución (%) | |
|----------|------------------|-------|-------------|------|------------------|-------|
| | | (%) | Zn | Fe | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TriCl Zn | 3.9 | 55.7 | 5.6 | 85.4 | 4.3 |
| 2 | Medios 3 | 3.3 | 1.3 | 24.0 | 1.7 | 15.8 |
| 3 | Medios 2 | 3.6 | 1.1 | 17.2 | 1.6 | 12.4 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 4.1 | 2.2 | 34.8 | 3.6 | 28.7 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 13.1 | 0.6 | 2.0 | 3.3 | 5.2 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 6.1 | 1.2 | 13.8 | 2.9 | 16.8 |
| 7 | Relave | 66.0 | 0.1 | 1.3 | 1.6 | 16.7 |
| | Cabeza Calculada | | 2.5 | 5.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | 100.0 | 2.4 | 5.1 | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°02

Tabla 51

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 2

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | Distribución (%) | |
|----------|----------------|------|-------------|-----|------------------|-----|
| | | (%) | Zn | Fe | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TriCl Zn | 3.5 | 57.1 | 7.5 | 85.3 | 5.1 |

| | | | | | | |
|---|------------------|-------|-----|------|-------|-------|
| 2 | Medios 3 | 1.4 | 1.2 | 21.9 | 0.7 | 6.1 |
| 3 | Medios 2 | 2.8 | 1.7 | 30.5 | 2.0 | 16.5 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.7 | 1.2 | 40.1 | 1.4 | 21.3 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 12.0 | 1.6 | 7.5 | 8.2 | 17.4 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 10.8 | 0.3 | 8.7 | 1.4 | 18.2 |
| 7 | Relave | 66.7 | 0.1 | 1.2 | 0.9 | 15.5 |
| | Cabeza Calculada | | 2.3 | 5.2 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | 100.0 | 2.3 | 5.1 | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°03

Tabla 52

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 3

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.0 | 0.4 | 62.0 | 1.2 | 14.4 | 81.8 | 0.7 |
| 2 | Medios 3 | 0.8 | 0.3 | 8.7 | 12.4 | 2.8 | 3.0 | 1.9 |
| 3 | Medios 2 | 0.8 | 0.1 | 1.2 | 13.4 | 0.9 | 0.4 | 2.1 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.0 | 0.2 | 1.1 | 26.0 | 4.8 | 1.0 | 10.4 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 10.2 | 0.1 | 0.1 | 10.1 | 7.2 | 0.4 | 20.7 |
| 1-5 | Conc.rougher | 16.8 | 0.2 | 11.8 | 10.7 | 30.1 | 86.5 | 35.9 |
| 6 | Conc. Ro 2 | 6.8 | 0.2 | 1.5 | 21.2 | 16.2 | 4.5 | 28.9 |
| 7 | Relave | 76.4 | 0.1 | 0.3 | 2.3 | 53.7 | 9.0 | 35.2 |
| | Cabeza Calculada | | 0.1 | 2.3 | 5.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | 100.0 | 0.1 | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°04

Tabla 53***Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 4***

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|-----------------|------------------|---------------------|--------------------|-----------|-----------|-------------------------|-----------|-----------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 2.4 | 0.9 | 63.2 | 1.8 | 22.3 | 68.3 | 0.9 |
| 2 | Medios 3 | 1.5 | 0.3 | 4.9 | 12.8 | 5.3 | 3.3 | 3.8 |
| 3 | Medios 2 | 3.0 | 0.2 | 0.4 | 13.0 | 5.1 | 0.6 | 7.8 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 1.8 | 0.3 | 0.8 | 35.5 | 5.2 | 0.6 | 12.7 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 14.2 | 0.1 | 3.5 | 10.1 | 8.9 | 22.2 | 28.6 |
| 1-5 | Conc.rougher | 23.0 | 0.2 | 6.2 | 11.3 | 46.9 | 95.0 | 53.7 |
| 6 | Conc. Ro 2 | 8.4 | 0.2 | 0.9 | 15.4 | 15.8 | 3.5 | 25.8 |
| 7 | Relave | 68.7 | 0.1 | 0.1 | 1.5 | 37.3 | 1.5 | 20.5 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | 0.1 | 2.2 | 5.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | 0.1 | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°05

Tabla 54***Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal Prueba 5***

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|-----------------|---------------|---------------------|--------------------|-----------|-----------|-------------------------|-----------|-----------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 2.5 | | 59.5 | 2.0 | | 69.6 | 1.2 |
| 2 | Medios 3 | 0.8 | | 8.8 | 11.9 | | 2.7 | 2.0 |
| 3 | Medios 2 | 3.3 | | 1.1 | 12.5 | | 1.4 | 8.5 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 4.5 | | 0.4 | 27.7 | | 0.6 | 23.0 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 18.4 | | 0.1 | 5.6 | | 0.7 | 21.4 |
| 1-5 | Conc.rougher | 29.5 | | 6.0 | 9.6 | | 75.1 | 56.1 |
| 6 | Conc. Ro 2 | 5.6 | | 6.8 | 19.3 | | 14.8 | 22.4 |
| 7 | Relave | 64.9 | | 0.4 | 1.6 | | 10.1 | 21.5 |

| | | | | | |
|------------------|-------|-----|-----|-------|-------|
| Cabeza Calculada | 100.0 | | | 100.0 | 100.0 |
| Cabeza Ensayada | | 2.3 | 5.0 | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°06

Tabla 55

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 6

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------|-------------|------|------|------------------|-------|-------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.2 | | 55.0 | 5.2 | | 85.0 | 3.4 |
| 2 | Medios 3 | 1.3 | | 1.9 | 27.0 | | 1.2 | 6.9 |
| 3 | Medios 2 | 1.8 | | 0.6 | 17.2 | | 0.5 | 6.3 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.5 | | 0.4 | 34.8 | | 0.5 | 17.9 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 11.2 | | 1.3 | 2.6 | | 7.3 | 5.9 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | | 0.6 | 12.2 | | 3.1 | 28.9 |
| 7 | Relave | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | | 2.4 | 30.7 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | 2.1 | 4.9 | | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°07

Tabla 56

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 7

| Producto | | Peso | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|---------------|------|-------------|------|------|------------------|------|------|
| | | (%) | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.3 | | 62.0 | 1.6 | | 84.5 | 1.1 |
| 2 | Medios 3 | 0.3 | | 6.8 | 16.4 | | 0.9 | 1.1 |
| 3 | Medios 2 | 1.8 | | 1.7 | 13.8 | | 1.2 | 5.0 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 2.1 | | 0.9 | 31.5 | | 0.8 | 13.6 |

| | | | | | | |
|---|------------------|-------|-----|------|-------|-------|
| 5 | Relave Cl.Scv | 12.5 | 0.2 | 7.6 | 1.0 | 19.4 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | 1.8 | 12.2 | 8.8 | 29.0 |
| 7 | Relave | 68.5 | 0.1 | 2.2 | 2.7 | 30.8 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | 2.4 | 4.9 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | 2.3 | 5.1 | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°08

Tabla 57

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 8

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|------------------|-------------|-------------|------|------|------------------|----|-------|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.3 | | 62.3 | 1.2 | 85.6 | | 0.8 |
| 2 | Medios 3 | 0.5 | | 4.9 | 12.1 | 1.1 | | 1.3 |
| 3 | Medios 2 | 2.2 | | 0.8 | 12.5 | 0.7 | | 5.5 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 1.8 | | 1.0 | 26.5 | 0.7 | | 9.5 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 12.2 | | 0.1 | 9.6 | 0.5 | | 23.7 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | | 1.9 | 12.2 | 9.3 | | 28.7 |
| 7 | Relave | 68.5 | | 0.1 | 2.2 | 2.1 | | 30.5 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | | 2.4 | 4.9 | 100.0 | | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | | 2.3 | 5.1 | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba N°09

Tabla 58

Balance Metalúrgico Para Diseño Hexagonal, Prueba 9

| Producto | | Peso (%) | Ensayes (%) | | | Distribución (%) | | |
|----------|---------------|-------------|-------------|------|-----|------------------|----|-----|
| | | | Pb | Zn | Fe | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc. TrCl Zn | 3.1 | | 61.6 | 1.2 | 86.1 | | 0.8 |

| | | | | | | |
|---|------------------|-------|------|------|-------|-------|
| 2 | Medios 3 | 0.5 | 11.2 | 10.0 | 2.7 | 1.1 |
| 3 | Medios 2 | 2.4 | 2.3 | 11.6 | 2.5 | 5.7 |
| 4 | Conc. Cl Scv | 1.1 | 5.5 | 16.9 | 2.8 | 3.9 |
| 5 | Relave Cl.Scv | 12.7 | 0.1 | 11.8 | 0.7 | 30.1 |
| 6 | Conc. Scv Zn | 11.6 | 0.6 | 12.2 | 2.9 | 28.4 |
| 7 | Relave | 68.5 | 0.1 | 2.2 | 2.2 | 30.2 |
| | Cabeza Calculada | 100.0 | 2.2 | 5.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza ensayada | | 2.3 | 5.1 | | |

Fuente. Elaboración propia

6.8 Estimación de Modelo Matemático

Los niveles fueron consideradas a escala natural y codificada de las variables independientes seleccionadas.

Se muestran en la tabla 59.

Tabla 59

Variable Superior e Inferior de Sulfato de Cobre y Tiempo de Remolienda

| Variables | Niveles | |
|--------------------------|----------------|----------------|
| | Inferior | Superior |
| X ₁ | 200 | 400 |
| X ₂ | 0 | 10 |
| Valores a escala natural | | |
| | X ₁ | X ₂ |
| Z _j | 300 | 5 |
| ΔZ _j | 100 | 5 |

Fuente. Elaboración propia

Donde:

X₁: Sulfato de cobre(g/TM)

X_2 : Tiempo de remolienda(minutos)

En la tabla 60 se muestra la plantilla codificado del diseño hexagonal.

Tabla 60

Plantilla Codificada del Diseño Hexagonal

| Prueba N° | X_1 | X_2 |
|-----------|-------|--------|
| 1 | 1 | 0 |
| 2 | 0.5 | 0.866 |
| 3 | -0.5 | 0.866 |
| 4 | -1 | 0.000 |
| 5 | -0.5 | -0.866 |
| 6 | 0.5 | -0.866 |
| 7 | 0 | 0 |
| 8 | 0 | 0 |
| 9 | 0 | 0 |

Fuente. (Manzaneda Cabala, 2000)

Para la aplicación del diseño hexagonal se elabora una matriz de diseño a escala natural y codificada con los valores de la tabla 60.

La tabla 61 muestra los valores a escala codificada y natural de la matriz de diseño para el diseño hexagonal.

Tabla 61

Matriz del Diseño a Escala Codificada y Natural Para Diseño Hexagonal

| Prueba | Codificado | | Natural | | Y |
|--------|------------|-------|---------|-------|-----------|
| | X_1 | X_2 | X_1 | X_2 | Respuesta |
| 1 | 1 | 0 | 400 | 5 | 85.35 |
| 2 | 0.5 | 0.866 | 350 | 9.33 | 85.28 |

| | | | | | |
|---|------|--------|-----|------|-------|
| 3 | -0.5 | 0.866 | 250 | 9.33 | 81.77 |
| 4 | -1 | 0 | 200 | 5 | 68.35 |
| 5 | -0.5 | -0.866 | 250 | 0.67 | 69.56 |
| 6 | 0.5 | -0.866 | 350 | 0.67 | 85.00 |
| 7 | 0 | 0 | 300 | 5 | 84.53 |
| 8 | 0 | 0 | 300 | 5 | 85.60 |
| 9 | 0 | 0 | 300 | 5 | 86.14 |

Fuente. Elaboración propia

En la tabla 62 se muestra los valores de matriz de coeficientes de la regresión.

Tabla 62

Matriz de Coeficientes de Regresión expresado en unidades reales

| Prueba | X ₁ | X ₂ | X ₁ ² | X ₂ ² | X ₁ X ₂ | Y (Respuesta) |
|--------|----------------|----------------|-----------------------------|-----------------------------|-------------------------------|------------------|
| 1 | 400 | 5.00 | 160000 | 25 | 2000 | 85.35 |
| 2 | 350 | 9.33 | 122500 | 87.0489 | 3265.5 | 85.28 |
| 3 | 250 | 9.33 | 62500 | 87.0489 | 2332.5 | 81.77 |
| 4 | 200 | 5.00 | 40000 | 25 | 1000 | 68.35 |
| 5 | 250 | 0.67 | 62500 | 0.4489 | 167.5 | 69.56 |
| 6 | 350 | 0.67 | 122500 | 0.4489 | 234.5 | 85.00 |
| 7 | 300 | 5.00 | 90000 | 25 | 1500 | 84.53 |
| 8 | 300 | 5.00 | 90000 | 25 | 1500 | 85.60 |
| 9 | 300 | 5.00 | 90000 | 25 | 1500 | 86.14 |

Fuente. Elaboración propia

En la tabla 63 se muestra los valores obtenidos por pruebas (observado) y ajustados(predicho).

Tabla 63*Los Valores Predichos Según la Regresión*

| Prueba N° | Recuperación de Zn(observado) | Recuperación Zn(predicho) |
|----------------------|------------------------------------------|--------------------------------------|
| 1 | 85.35 | 85.68 |
| 2 | 85.28 | 84.95 |
| 3 | 81.77 | 82.09 |
| 4 | 68.35 | 68.02 |
| 5 | 69.56 | 69.88 |
| 6 | 85.00 | 84.68 |
| 7 | 84.53 | 85.42 |
| 8 | 85.60 | 85.42 |
| 9 | 86.14 | 85.42 |

*Fuente. Elaboración propia***6.8.1 Modelo matemático a escala natural**

En la tabla 64 se muestra la desviación estándar y R- cuadrado.

Tabla 64*Desviación estándar y R cuadrado*

| S | R-cuadrado (coeficiente de determinación) | R-cuadrado (coeficiente de determinación ajustado) |
|----------|----------------------------------------------------------|-------------------------------------------------------------------|
| 0.809987 | 99.51% | 98.70% |

*Fuente. Elaboración propia***Coeficientes.**

En la tabla 65 se muestra los coeficientes y valores de probabilidad del modelo matemático.

Tabla 65***Coefficientes de Modelo Matemático***

| Termino | Coef. | EE del coef. | Valor T | Valor P | VIF |
|-------------------------------|--------------|---------------------|----------------|----------------|------------|
| Constante | -46.31 | 7.26 | -6.38 | 0.008 | |
| X ₁ | 0.6714 | 0.0456 | 14.73 | 0.001 | 95 |
| X ₂ | 6.389 | 0.641 | 9.96 | 0.002 | 47 |
| X ₁ ² | -0.000857 | 0.000074 | -11.59 | 0.001 | 91.04 |
| X ₂ ² | -0.1534 | 0.0296 | -5.19 | 0.014 | 11.04 |
| X ₁ X ₂ | -0.01378 | 0.00187 | -7.37 | 0.005 | 41 |

Fuente. Elaboración propia

Ecuación de regresión

% Recuperación. de Zn = -46.31 + 0.6714 (sulfato de cobre) + 6.389 (tiempo de remolienda) - 0.000857 (sulfato de cobre) ² - 0.1534(tiempo de remolienda) ² - 0.01378 (sulfato de cobre) (tiempo de remolienda).

6.8.2 Evaluación del modelo matemático (test-Fisher).

En la tabla 66 podemos observar los coeficientes de la ecuación obtenida.

Tabla 66***Coefficientes del Modelo Matemático***

| | X₁ | X₂ | X₁² | X₂² | X₁X₂ |
|---------|----------------------|----------------------|----------------------------------|----------------------------------|-----------------------------------|
| X coeff | 0.6714 | 6.389 | -0.000857 | -0.1534 | -0.01378 |
| St.Errf | 0.0456 | 0.641 | 0.000074 | 0.0296 | 0.00187 |

Fuente. Elaboración propia

6.8.3 Análisis de varianza.

En la tabla 67 se aprecia los valores del análisis de varianza donde el valor de test Fisher (F) de regresión calculado del modelo es 122.55 es mayor que el F de tabla que es 9.01. El F de falta ajuste de regresión es de 0.95 y el F de tabla de falta de ajuste para 1,2 grados de libertad es 19.

Con la evaluación precedente podemos concluir que el modelo estudiado es consistente.

$$F_{\text{tabla regresión}} > F_{\text{tabla (5,3)}}$$

$$F_{\text{falta de ajuste}} < F_{\text{tabla (1,2)}}$$

En tabla 67 se muestra los valores de grados de libertad, valores de test Fisher y los valores de probabilidad.

Tabla 67

Análisis de Varianza

| Fuente | Gl | SC ajuste | MC ajuste | Valor F | Valor p |
|-----------------|----|--------------|--------------|---------|---------|
| Regresión | 5 | 402.005 | 80.401 | 122.55 | 0.001 |
| X1 | 1 | 142.369 | 142.369 | 217.00 | 0.01 |
| X2 | 1 | 65.131 | 65.131 | 99.27 | 0.002 |
| X1 ² | 1 | 88.170 | 88.170 | 134.39 | 0.001 |
| X2 ² | 1 | 17.651 | 17.651 | 26.90 | 0.014 |
| X1X2 | 1 | 35.595 | 35.595 | 54.25 | 0.005 |
| Error | 3 | 1.968 | 0.656 | | |
| Falta de ajuste | 1 | 0.632 | 0.632 | 0.95 | 0.433 |
| Error puro | 2 | 1.336 | 0.668 | | |
| Total | 8 | 403.973 | | | |

Fuente. Elaboración propia

En la figura 24 podemos apreciar la distribución de probabilidad del modelo en estudio, el valor de F de regresión es 122.55 (tabla 67) y el valor de F de tabla para un grado de libertad de regresión (5) y grado de libertad residual (3) es 9.013.

Podemos concluir que el F de regresión se encuentra a la derecha de F de tabla, por lo cual podemos decir que la hipótesis alternativa es confiable y aceptado.

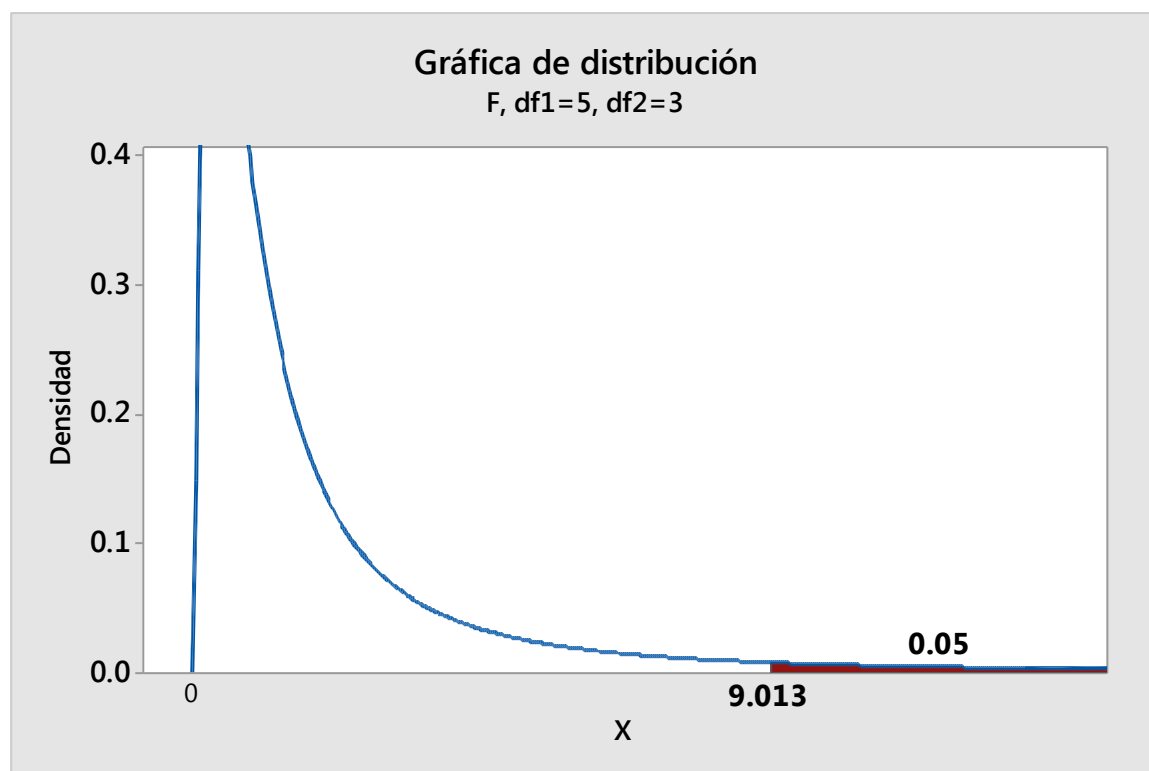


Figura 24. Distribución de probabilidad. Fuente. (Elaboración propia)

6.9 Determinación de las Condiciones Óptimas de las Variables

Para calcular los valores máximos de X_1 y X_2 , con la finalidad de obtener el valor máximo de la recuperación de zinc. En conclusión, vamos a calcular los valores máximos de cada variable, con la finalidad de obtener la cima de la superficie respuesta, del modelo obtenido a continuación.

$$\% \text{ Recuperación de Zn} = -46.31 + 0.6714 X_1 + 6.389 X_2 - 0.000857 X_1^2 - 0.1534 X_2^2 - 0.01378 X_1 X_2$$

Aplicando las derivadas parciales a la ecuación obtenemos.

Al modelo de ecuación que gobierna la recuperación de zinc aplicamos derivadas parciales y se obtiene los valores máximos de las variables independientes donde el valor máximo de sulfato de cobres es 351.06 g/TM y el tiempo máximo de remolienda de 5.06 minutos, con estos valores logramos obtener la máxima recuperación teórica de zinc de 88.00%.

$$\begin{aligned} X_1 &= 351.06 \text{ g/TM} \\ X_2 &= 5.06 \text{ minutos} \\ Y &= 88.00 \% \end{aligned}$$

Gráficos de Diseño Hexagonal

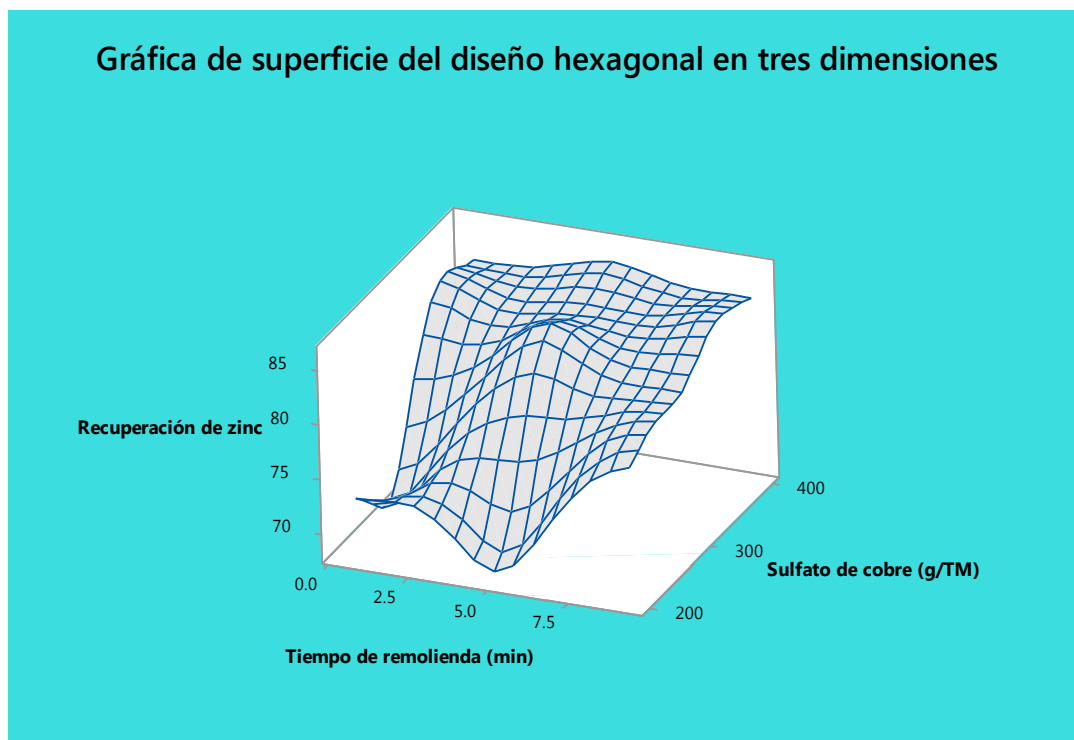


Figura 25. Gráfica de Superficie de Diseño Hexagonal en Tres Dimensiones. Fuente (Elaboración propia)

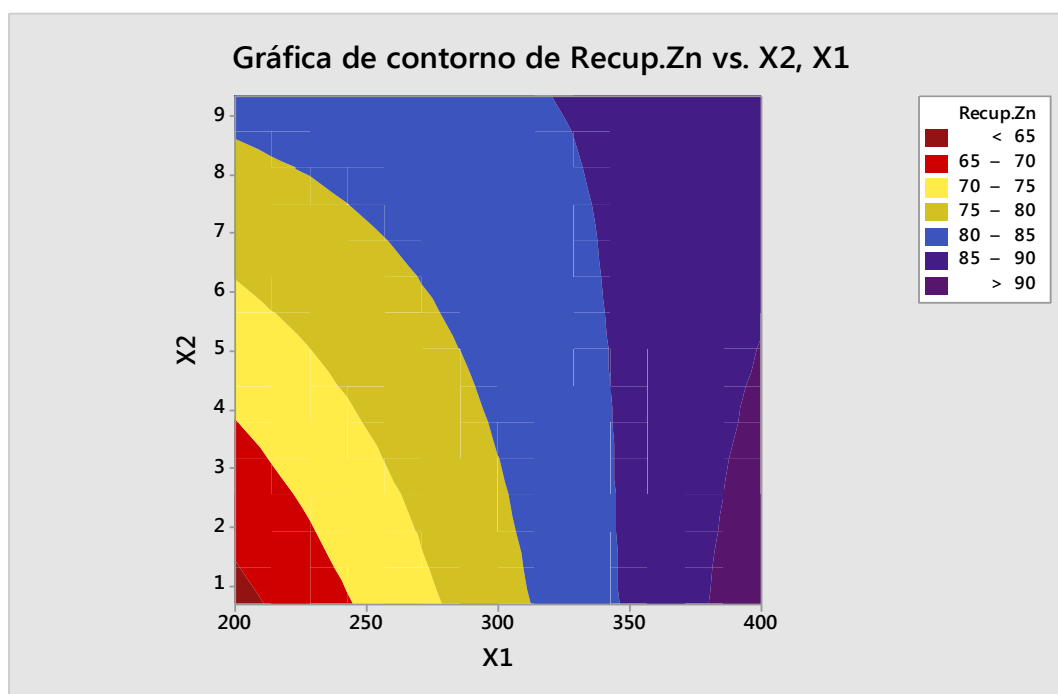


Figura 26. Gráfica Superficie de Contorno de Recuperación de Zinc vs. X_1 X_2 . Fuente (Elaboración propia)

6.10 Análisis y Discusión.

- En general los resultados obtenidos mediante el presente trabajo de investigación se ha logrado optimizar la recuperación de zinc a 88.00% en comparación de resultado promedio de planta de 82%; lo cual demuestra una mejora de 6.00%.
- En esta investigación se ha utilizado el diseño hexagonal y el programa estadístico MINITAB.
- Al iniciar las pruebas de flotación se estandarizo el tiempo de acondicionamiento, donde la mejor recuperación rougher de Zn se obtiene con 10 minutos de acondicionamiento (ver tabla 24) y con la adición de reactivos principales como sulfato de cobre (350 g/TM), xantato z-11(15 g/TM), MIBC(18 g/TM) y pH 11 se logró recuperar el 97.70% del zinc contenido en las colas del circuito de Pb/Ag con alto contenido de hierro de 14.2%. Enseguida se realizó 3 pruebas de flotación variando la dosificación de sulfato

de cobre donde podemos observar que con 350 g/TM de sulfato de cobre se recupera el Zn al 97.70% en el concentrado rougher (ver tabla 31).

- La flotación de Zn variando el tiempo de remolienda en las limpiezas, antes de iniciar se realizó varias pruebas de flotación con la finalidad de producir concentrados rougher homogéneo de Zn. Con el concentrado producido se realiza cuatro pruebas de flotación cleaner obteniendo un tiempo de remolienda de 5.06 minutos, que representa un P80 de 20 micras para obtener un grado de concentrado de 62.30% de zinc y con una recuperación de 86.10%.
- La aplicación de la distribución de probabilidad T-student en el programa estadístico Minitab nos ayudó en la selección de variables que directamente influyen en la recuperación de Zinc, identificado las variables independientes influyentes como son: tiempo de remolienda y dosificación de sulfato de cobre.
- Con el diseño hexagonal se determinó la ecuación lineal de la variable dependiente, con la aplicación de derivadas parciales se obtiene los valores máximos de sulfato de cobre (351.06 g/TM) y el tiempo de remolienda (5.06 minutos) que se requiere para obtener una granulometría de 20 micras. Con estas variables reales se calcula la recuperación máxima teórica de zinc de 88.00%.
- Los resultados obtenidos en la recuperación de zinc del presente estudio son de 88.00% que está cercano al resultado obtenido en el estudio realizado en la compañía Minera Yauliyacu que obtuvo 94%. El estudio en Minera Yauliyacu se realizó con mineral fresco de cabeza en este estudio se utilizó colas de flotación Pb/Ag.

CAPITULO VII

CONCLUSIONES

- La obtención de las variables independientes influyentes (sulfato de cobre y tiempo de remolienda) mediante la distribución de probabilidad T-student y con la aplicación del programa estadístico MINITAB fue de mucha ayuda en cuanto a los resultados obtenidos en la recuperación de Zn.
- Se realizaron cuatro pruebas de flotación con tiempos de remolienda de 0, 2, 5 y 10 minutos, con el proceso de optimización por diseño hexagonal se logra obtener el mejor resultado de recuperación de 88.00% a un tiempo de remolienda de 5.06 min.
- Se realizaron tres pruebas de flotación con dosificaciones de sulfato de cobre de 100, 200 y 350 gr/TM, con el proceso de optimización por diseño hexagonal se logra obtener una recuperación de 88.00% con dosificación de sulfato de cobre de 351.06 g/TM.
- La optimización mediante el diseño hexagonal es de mucha utilidad por la facilidad y rapidez de obtener los resultados de las variables de estudio que nos permite optimizar la dosificación de sulfato de cobre y el tiempo de remolienda, este último nos permite controlar la granulometría que se requiere para la

flotación, la falta de control de estas variables generaría costos elevados de tratamiento.

- Las pruebas con el relave final confirman que es posible recuperar aproximadamente el 88.00% de zinc presente en el relave con un concentrado que ensaya aproximado de 62.30% de zinc. Esta recuperación adicional equivale a optimizar la recuperación de Zn de 82.00% a 88.00%.

RECOMENDACIONES

- Con los valores obtenidos de las variables independientes de la investigación realizada, se recomienda aplicar a nivel industrial y de esta manera tener un control correcto en las dosificaciones de reactivos y el tiempo de remolienda adecuada para poder mejorar sus recuperaciones y disminuir el costo de tratamiento y que esto incrementaría sus márgenes de ganancia.
- Controlar el Blending de mineral fresco en cancha de gruesos antes que ingrese al proceso es muy importante ya que se cuenta con minerales de distintas minas de la zona que presentan distintos comportamientos fisicoquímicos en la flotación de minerales, por lo cual un correcto Blending ayuda a controlar una dosificación de reactivos de forma constante sin variaciones y por consiguiente mejora el performance metalúrgico.
- El control de la granulometría en las colas de flotación de Pb-Ag y en las limpiezas de Zn, nos permite establecer las óptimas condiciones de operación como la dosificación de reactivos para la flotación de minerales para los distintos tipos de mineral que ingresa a la Planta Recuperada.
- El uso de molino de remolienda para el concentrado rougher es importante para la liberación óptima de zinc, con esto se garantiza la recuperación y el grado de concentrado de zinc.
- Un control adecuado de tamaños de partículas permite estandarizar las óptimas condiciones de dosificación de reactivos para distintos tipos de mineral.
- Se debe capacitar de forma continua a los colaboradores de la empresa en la forma correcta de controlar la dosificación de reactivos y todos los parámetros de control.

REFERENCIAS BIBLIOGRÁFICAS

1. AZAÑERO ORTIZ, A., Aramburu Rojas, V., Quiñones Lavado, J., Puente Santivañez, L., Cabrera Sandoval, M., Rengifo Sing, W., . . . Quispe Valdivia, J. (2010). FLOTACION DE MINERALES POLIMETÁLICOS SULFURADOS DE Pb, Cu y Zn. *REVISTA DEL INSTITUTO DE INVESTIGACION RIIGEO*, 20.
2. Chia, J., Chung Ching, A., Arce, G., Lovera D., D., Arias A., V., Puente S., L., & Coronado F., R. (2013). Optimización de variables en la flotación polimetálica. *Revista del instituto de Investigación RIIGEO*, 6.
3. Chirio Infantes, J. (2018). *Investigación para la Optimización del proceso de Flotación de Concentrado de Zinc en la Compañía Minera Yauliyacu S.A.* Arequipa - Peru: Universidad Nacional de San Agustín.
4. IGNACIO , G., & DELGADO, N. (2013). VARIABLES Y PROPIEDADES QUE INFLUEN EN EL PROCESO DE FLOTACIÓN. *TESIS*, 106.
5. Keller, C. (2002). *National Mining Hall of Fame and Museum*. Obtenido de El primer escaparate de la minería estadounidense: <https://translate.google.com/translate?hl=es-419&sl=en&u=https://mininghalloffame.org/inductee/keller&prev=search>
6. M. Currie, J. (1984). *Operaciones Unitarias en Procesamiento de Minerales*. Perú: Traducido por Ms.Sc. Juan Chia Aquije.
7. Manzaneda Cabala, J. (2000). *Procesamiento de Minerales*. Lima: Impreso en Peru.

8. Otero de la Gandara, J. (1976). *Operaciones de Separación en Metalurgia Extractiva*. Madrid: Grefol s.a.
9. SALAGER, J. L., & FORGIARINI de GUEDEZ, A. (2007). Fundamentos de la Flotación. *MODULO DE ENSEÑANZA EN FENOMENOS INTERFACIALES*, 21.
10. Strachan, R. (16 de 4 de 2019). *Gestión*. Obtenido de Economía: <https://gestion.pe/economia/zinc-desploma-fuerte-entrada-metal-almacenes-lme-264359-noticia/?ref=gesr>
11. Sutolov, A. (1963). *Flotación de Minerales*. Concepción.
12. Valverde E., S. (1992). *Técnicas de Optimización Experimental en Metalurgia*. 101.

ANEXOS

ANEXO 1

En el cuadro siguiente se muestra el ensaye de elementos de cabeza fresca y colas de Pb-Ag.

Tabla 68

Elementos de cabeza y colas Pb-Ag

| Elemento | | Cabeza | |
|-----------------------------|-------|----------------|-----------------|
| | | Cabeza General | Colas del Pb-Ag |
| Ag | Oz/tc | 7.0 | 0.4 |
| Pb | % | 3.3 | 0.1 |
| Zn | % | 3.1 | 2.3 |
| ZnOx | % | 0.0 | 0.1 |
| Fe | % | 5.1 | 5.1 |
| S total | % | 7.8 | 6.8 |
| C total | % | 1.17 | 1.11 |
| ICP – Multielementos | | | |
| Cu | % | 0.13 | 0.02 |
| Al | % | 0.30 | 0.38 |
| Ca | % | 2.88 | 2.65 |
| K | % | 0.11 | 0.16 |
| Mg | % | 0.43 | 0.40 |
| Mn | % | 0.39 | 0.34 |
| Na | % | 0.00 | 0.01 |
| Ti | % | 0.00 | 0.00 |
| As | ppm | 1125 | 850 |
| Ba | ppm | 281 | 320 |
| Be | ppm | 7 | 7 |
| Bi | ppm | 16 | 15 |
| Cd | ppm | 156 | 118 |

| | | | |
|----|-----|------|-----|
| Co | ppm | 6 | 7 |
| Cr | ppm | 15 | 24 |
| Ni | ppm | 12 | 13 |
| P | ppm | 644 | 736 |
| Sb | ppm | 1739 | 110 |
| Sc | ppm | 9 | 9 |
| Sn | ppm | <5 | <5 |
| Sr | ppm | 90 | 99 |
| V | ppm | 9 | 10 |
| W | ppm | 10 | <1 |
| Y | ppm | 12 | 12 |
| Zr | ppm | <1 | <1 |

Fuente. L. Plenge

ANEXO 2

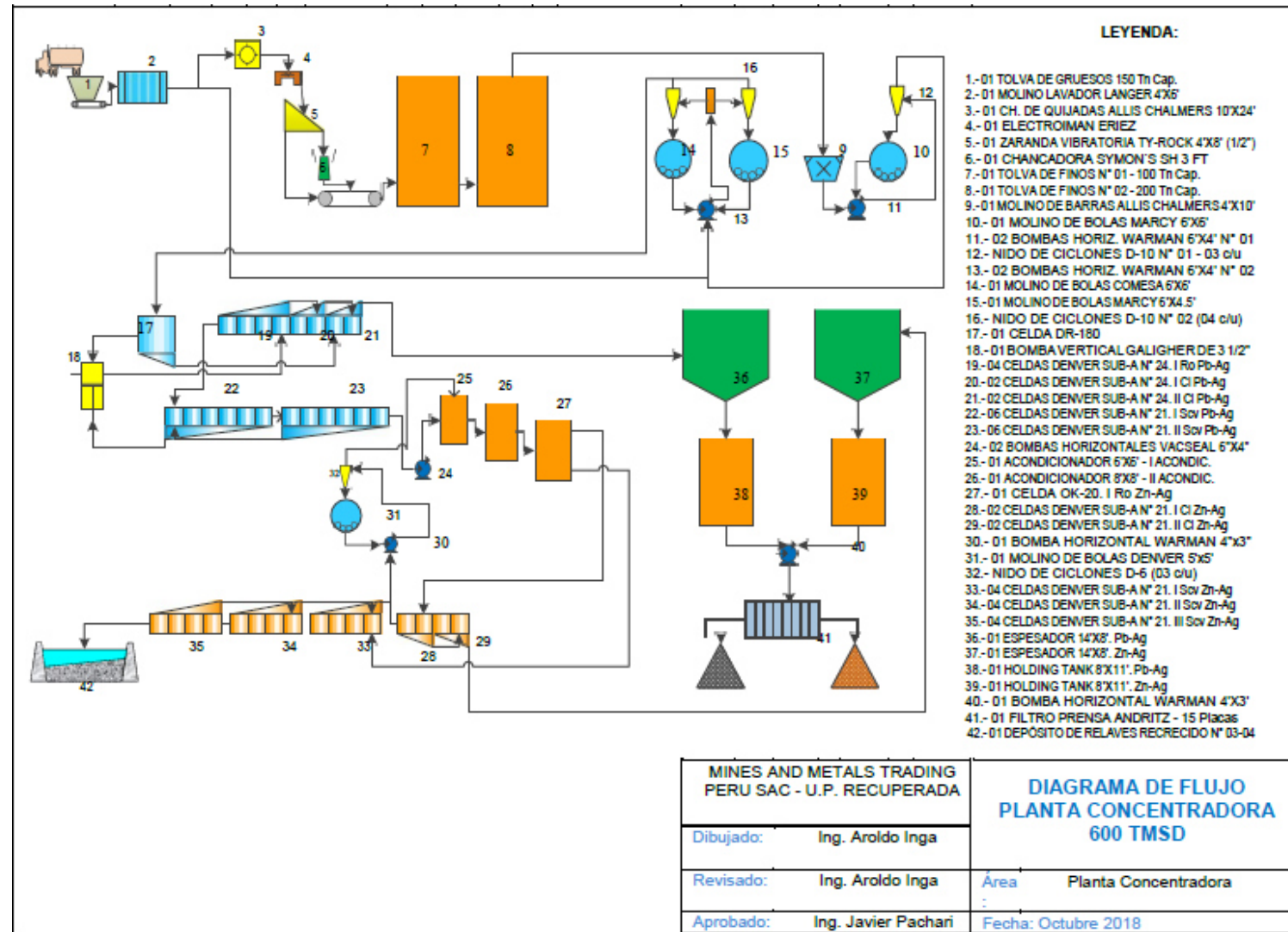


Figura 27. Identificación de la zona de estudio de problema en diagrama de flujo. Fuente (Elaboración propia)

ANEXO 3

A continuación, se muestra el índice de moliendabilidad de mineral fresco.

Tabla 69

Índice de Moliendabilidad

| Tiempo minutos | Molienda, micrones | | | |
|-------------------|--------------------|-----|-----|-----|
| | P60 | P70 | P80 | P90 |
| 5 | 96 | 127 | 170 | 244 |
| 10 | 62 | 79 | 103 | 141 |
| 15 | 42 | 52 | 66 | 88 |

Fuente. Elaboración propia

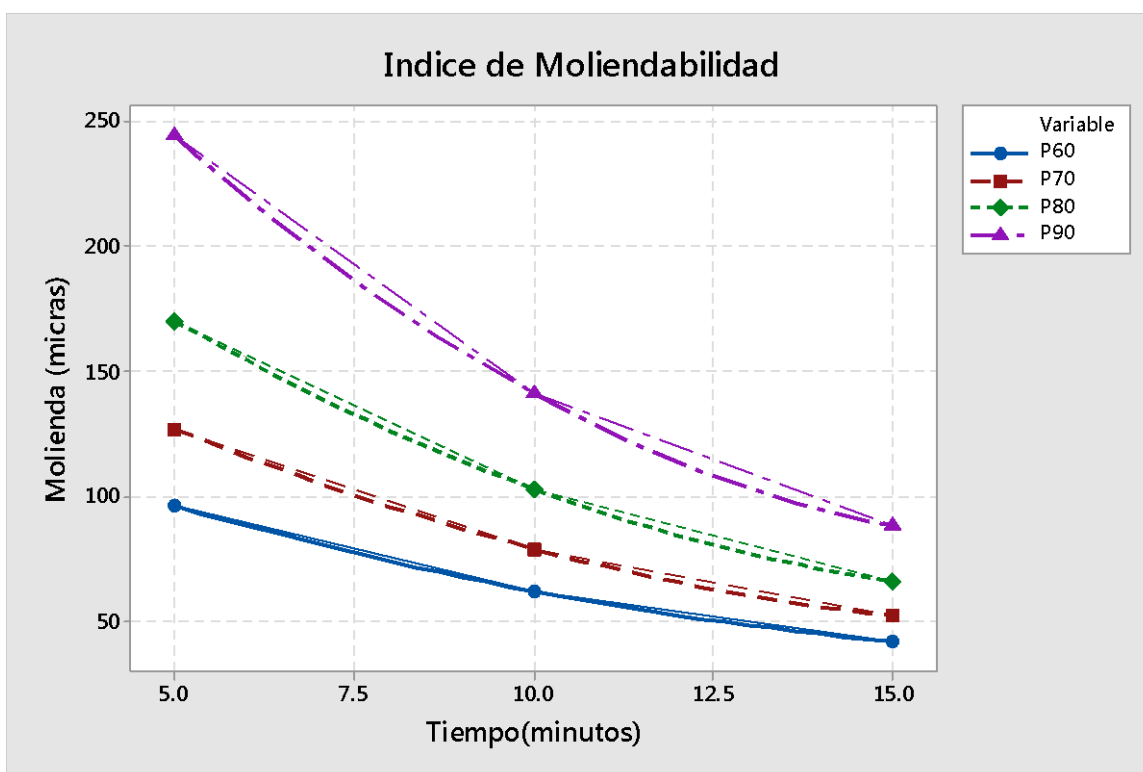


Figura 28. Índice de Moliendabilidad. Fuente (Elaboración propia)

ANEXO 4

Diagrama de flujo de las pruebas de flotación de mineral polimetálico.

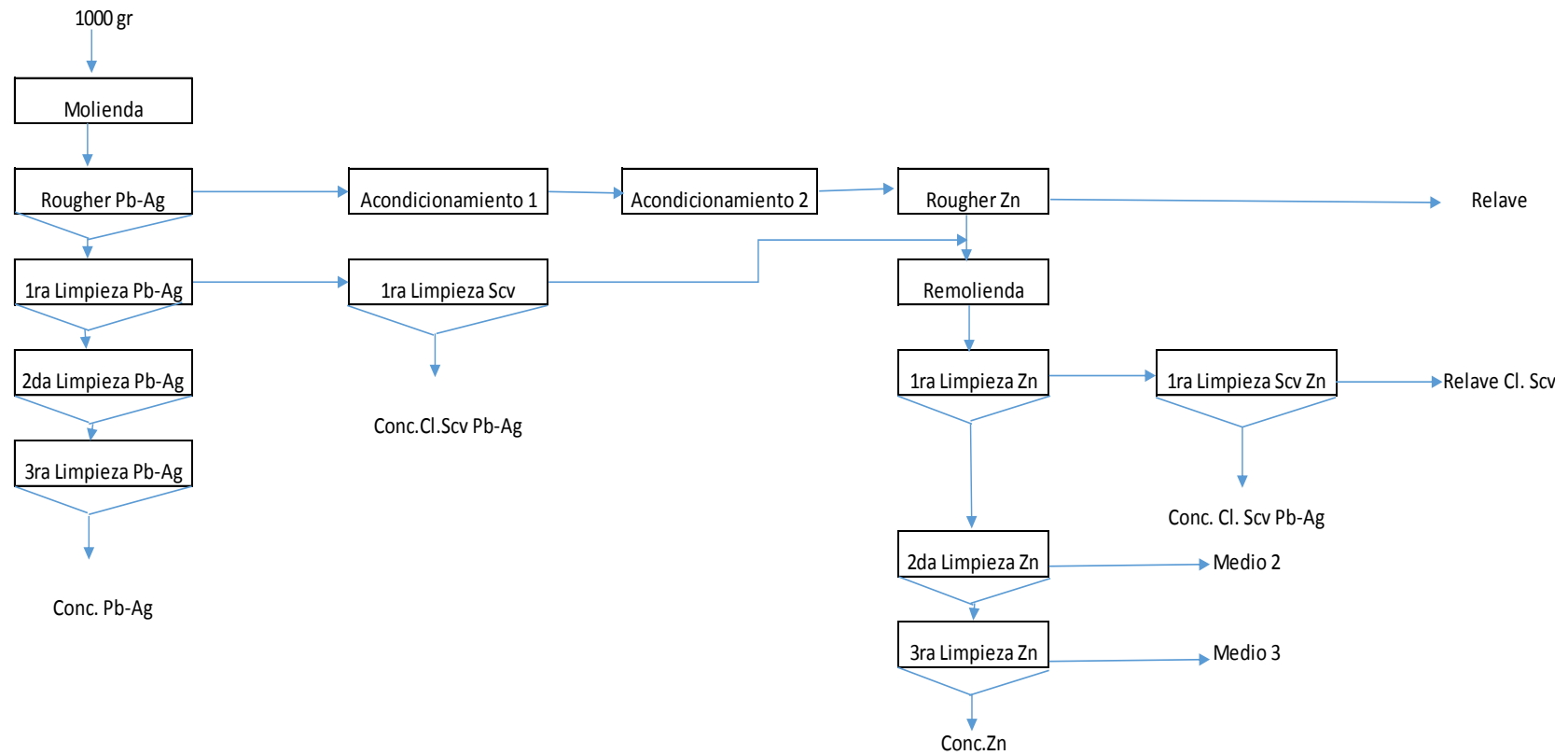


Figura 29. Diagrama de flujo de las pruebas de flotación polimetálica. Fuente (Elaboración propia)

ANEXO 5

Prueba 1 : Flotación diferencial Ag-Pb-Zn con mineral fresca de cabeza

Procedimiento: Flotación en etapas Ag, Pb y Zn

Alimento : 2000 g

Molienda : 70% -200M Remolienda : 40 Micras

Tabla 70

Prueba 1 Dosificación de flotación diferencial Ag-Pb-Zn

| Etapa | Dosificación de reactivos, gramos por tonelada | | | | | | | Tiempo, minutos | | pH |
|------------------------|------------------------------------------------|-------------------------------------|-------------------|--------|------|-------|----------|-----------------|-----------|-----|
| | NaCO ₃ | Na ₂ Zn(CN) ₄ | ZnSO ₄ | A-3418 | Z-11 | Mibc | Molienda | Acondici | Flotación | |
| Molienda | 200 | 100 | 400 | 7 | | | 10.9 | | | |
| Rougher 1 | | | | | | 24 | | | 4 | 7.6 |
| 1ra Limpieza | | 50 | 200 | | | 6 | | | 2 | 7.8 |
| 1ra Limpieza Scv | 16 | 20 | 50 | 7 | | | | 1 | 2 | 7.8 |
| 2da Limpieza | 16 | 20 | 50 | | | | | 1 | 1 | 7.8 |
| | Cal | | CuSO ₄ | | | D-250 | | | | |
| Acondicionamiento Zn 1 | 825 | | 300 | | | | | 10 | | 11 |
| Acondicionamiento Zn 2 | 113 | | | | | | | 10 | | 11 |
| Rougher Zn | | | | | 5 | 12 | | 1 | 3 | 11 |
| | | | | | | Mibc | | | | |

| | | | | | | | | | |
|---------------------|-----|-----|---|---|---|---|---|----|--|
| Remolienda Zn | 300 | 100 | | | 2 | | | | |
| Acondicionamiento | 75 | | | | | 1 | | | |
| 1ra Limpieza Zn | | | 5 | 3 | | | 3 | 11 | |
| 1ra Limpieza Scv Zn | 75 | | 5 | 3 | | 1 | 3 | 11 | |
| 2da Limpieza Zn | 75 | | | 3 | | 1 | 2 | 11 | |
| 3ra Limpieza Zn | 75 | | | 3 | | 1 | 2 | 11 | |

Fuente. Elaboración propia

Balance metalúrgico.

Tabla 71

Prueba 1 Balance metalúrgico flotación diferencial Ag-Pb-Zn

| Producto | | Peso (%) | Ensaye (%) | | | | Distribución (%) | | | |
|----------|------------------|-------------|------------|------|------|------|------------------|-------|-------|-------|
| | | | Ag oz/Tc | Pb | Zn | Fe | Ag | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc.Re.Cl.Pb | 4.9 | 115.1 | 60.7 | 5.0 | 3.2 | 85.6 | 89.7 | 7.8 | 3.0 |
| 2 | Medio 2 Pb | 0.7 | 54.5 | 22.8 | 15.8 | 6.8 | 5.6 | 4.7 | 3.4 | 0.9 |
| 3 | Conc.Cl.Scv.Pb | 1.3 | 24.8 | 9.3 | 12.6 | 8.7 | 4.8 | 3.6 | 5.1 | 2.1 |
| 1-3 | Conc.Ro Pb | 6.9 | 92.4 | 47.5 | 7.4 | 4.5 | 96.1 | 97.9 | 16.3 | 6.1 |
| 4 | Conc.Tri Cl.Zn | 4.1 | 2.7 | 0.4 | 61.4 | 1.2 | 1.7 | 0.5 | 79.8 | 0.9 |
| 5 | Medio 3 Zn | 1.0 | 1.2 | 0.3 | 2.8 | 9.0 | 0.2 | 0.1 | 0.9 | 1.7 |
| 6 | Medio 2 Zn | 5.6 | 0.5 | 0.1 | 0.7 | 11.0 | 0.4 | 0.2 | 1.2 | 11.9 |
| 7 | Conc.Cl.Scv Zn | 1.9 | 0.9 | 0.2 | 1.3 | 24.3 | 0.3 | 0.1 | 0.8 | 8.9 |
| 8 | Relave Cl.Scv Zn | 11.8 | 0.2 | 0.1 | 0.1 | 10.5 | 0.4 | 0.4 | 0.4 | 23.9 |
| 4-8 | Conc. Ro Zn | 24.4 | 0.8 | 0.2 | 10.8 | 10.0 | 2.9 | 1.2 | 83.1 | 47.3 |
| 9 | Relave | 68.7 | 0.1 | 0.1 | 0.15 | 3.5 | 1.0 | 0.8 | 0.7 | 46.6 |
| | Cab. Calc. | 100.0 | 6.6 | 3.3 | 3.2 | 5.2 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | 7.0 | 3.3 | 3.1 | 5.1 | | | | |

Fuente. Elaboración propia

Prueba 2 : Flotación diferencial Ag-Pb-Zn con mineral fresca de cabeza

Procedimiento: Flotación en etapas Ag, Pb y Zn

Alimento : 2000 g

Molienda : 70% -200M Remolienda : 20 Micras

Tabla 72

Prueba 2 flotación diferencial Ag-Pb-Zn

| Etapa | Dosificación de reactivos, gramos por tonelada | | | | | | Tiempo, minutos | | pH |
|------------------------|---------------------------------------------------|--------------------------------------|-------------------|-------|------|-------|-----------------|----------------|-----------|
| | NaCO ₃ | Na ₂ Zn (CN) ₄ | ZnSO ₄ | A3418 | Z-11 | Mibc | Molienda | Acondicionador | Flotación |
| Molienda | 200 | 150 | 600 | 7 | | | 10.9 | | |
| Rougher 1 | | | | | | 24 | | 4 | 7.6 |
| 1ra Limpieza | | 50 | 200 | | | 6 | | 2 | 7.8 |
| 1ra Limpieza Scv | 16 | 20 | 50 | 7 | | | | 1 | 2 |
| 2da Limpieza | 16 | 20 | 50 | | | | | 1 | 1 |
| | Cal | | CuSO ₄ | | | D-250 | | | |
| Acondicionamiento Zn 1 | 825 | | 300 | | | | | 10 | 11 |
| Acondicionamiento Zn 2 | 113 | | | | | | | 10 | 11 |
| Rougher Zn | | | | | 5 | 12 | | 1 | 3 |
| | | | | | | Mibc | | | |
| Remolienda Zn | 300 | | 51 | | | | 5 | | |
| Acondicionamiento | 75 | | | | | | | 1 | |
| 1ra Limpieza Zn | | | | | 5 | 3 | | | 3 |

| | | | | | | |
|---------------------|----|---|---|---|---|----|
| 1ra Limpieza Scv Zn | 75 | 5 | 3 | 1 | 3 | 11 |
| 2da Limpieza Zn | 75 | | 3 | 1 | 2 | 11 |
| 3ra Limpieza Zn | 75 | | 3 | 1 | 2 | 11 |

Fuente. Elaboración propia

Balance metalúrgico.

Tabla 73

Prueba 2 flotación diferencial Ag-Pb-Zn

| Producto | | Peso (%) | Ensaye (%) | | | | Distribución (%) | | | |
|----------|------------------|-------------|------------|------|------|------|------------------|-------|-------|-------|
| | | | Ag oz/Tc | Pb | Zn | Fe | Ag | Pb | Zn | Fe |
| 1 | Conc.Re.Cl.Pb | 5.2 | 114.5 | 62.2 | 3.6 | 3.0 | 90.3 | 93.7 | 6.2 | 3.0 |
| 2 | Medio 2 Pb | 0.9 | 26.8 | 9.7 | 3.2 | 6.9 | 3.7 | 2.5 | 1.0 | 1.2 |
| 3 | Conc.Cl.ScV.Pb | 1.0 | 15.7 | 5.7 | 6.9 | 8.9 | 2.4 | 1.7 | 2.3 | 1.7 |
| 1-3 | Conc.Ro Pb | 7.1 | 89.4 | 47.6 | 4.0 | 4.3 | 96.3 | 97.9 | 9.5 | 6.0 |
| 4 | Conc.Tri Cl.Zn | 4.3 | 2.2 | 0.4 | 61.6 | 1.0 | 1.4 | 0.5 | 87.7 | 0.8 |
| 5 | Medio 3 Zn | 0.8 | 1.1 | 0.4 | 2.5 | 6.5 | 0.1 | 0.1 | 0.6 | 1.0 |
| 6 | Medio 2 Zn | 4.0 | 0.4 | 0.2 | 0.6 | 5.6 | 0.2 | 0.2 | 0.8 | 4.4 |
| 7 | Conc.Cl.ScV Zn | 3.1 | 0.5 | 0.1 | 0.3 | 13.0 | 0.2 | 0.1 | 0.3 | 7.9 |
| 8 | Relave Cl.ScV Zn | 16.4 | 0.1 | 0.1 | 0.1 | 4.1 | 0.2 | 0.3 | 0.5 | 13.2 |
| 4-8 | Conc. Ro Zn | 28.6 | 0.5 | 0.1 | 9.5 | 4.9 | 2.3 | 1.2 | 90.0 | 27.2 |
| 9 | Relave | 64.4 | 0.1 | 0.1 | 0.2 | 5.3 | 1.4 | 0.9 | 0.5 | 66.8 |
| | Cab. Calc. | 100.0 | 6.6 | 3.4 | 3.0 | 5.1 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | 100.0 |
| | Cabeza Ensayada | | 6.6 | 3.4 | 3.1 | 5.1 | | | | |

Fuente. Elaboración propia

ANEXO 6

CONSUMO Y DOSIFICACIÓN DE REACTIVOS PLANTA RECUPERADA

Tabla 74

Consumo y dosificación de reactivos planta Recuperada.

| TMS (mes) | Concentración | | 18,000 | |
|-------------------------|----------------------|---------------|---------------|---------------------|
| Flotación Bulk | (%) | Kg/TMS | g/min | Dosificación |
| Sulfato de zinc | 5 | 0.25 | 104 | 2083 |
| Cianuro de Na | 5 | 0.045 | 19 | 375 |
| Aerophine-3418 | 5 | 0.030 | 13 | 250 |
| Aeropromotor 404 | QP | 0.015 | 6 | 0 |
| Aeropromotor 208 | QP | 0.030 | 13 | 0 |
| Metil Isobutil Carbinol | QP | 0.060 | 25 | |
| Aerofroth 70 | QP | 0.040 | 17 | 0 |
| Xantato(Z-11) | 5 | 0.050 | 21 | 417 |
| Aerofloat(31) | 5 | 0.020 | 8 | 167 |
| Bisulfito | 5 | 0.020 | 8 | 167 |
| FLOTACIÓN ZINC | | | | |
| CaO | 10 | 2.000 | 833 | 8333 |
| CuSO ₄ | 10 | 0.300 | 125 | 1250 |
| Xantato(Z-6) | 5 | 0.100 | 42 | 833 |

Fuente. (Empresa MMTP)

ANEXO 7**RESULTADO DE TRATAMIENTO DE MINERALES DEL AÑO 2018.**

EMPRESA: Mines and Metals Trading Perú Sac.

UEA : Recuperada

Año :2018

Distrito : Huachocolpa

Provincia : Huancavelica

Departamento: Huancavelica

Tabla 75***Balance Metalúrgico acumulado MMTP - 2018***

| Producto | L E Y E S (%) | | | DISTRIBUCIÓN (%) | | | Ratio |
|-----------------|----------------------|-----------|-----------|-------------------------|-----------|-----------|--------------|
| | Ag oz/Tm | Pb | Zn | Ag | Pb | Zn | |
| CABEZA | 5.9 | 2.2 | 3.4 | 100.0 | 100.0 | 100.0 | |
| CONC. PB | 138.9 | 50.0 | 6.6 | 87.8 | 86.0 | 7.4 | 26.7 |
| CONC. ZN | 5.7 | 1.5 | 50.6 | 5.3 | 3.7 | 82.8 | 18.1 |
| RELAVE | 0.5 | 0.2 | 0.4 | 6.9 | 10.4 | 9.9 | |

Empresa. (Empresa MMTP)

Desplazamiento de plomo al concentrado de Zinc (1.5%).

Activación de zinc en concentrado de plomo (6.6%).

Zinc en el Relave (0.4%).

Recuperación de Zinc (82.8%).

ANEXO 8

VENTAJA ECONÓMICA CON LA OPTIMIZACIÓN

- **VALORIZACIÓN DE VENTA DE CONCENTRADO DE ZINC:** Con la optimización en la recuperación de zinc, podemos generar un ingreso adicional al mes en la venta de concentrado de US\$ **39989.62**. A continuación podemos ver el resumen.

| Resumen de Valor de Concentrado Zn (Antes de optimizar) | | |
|------------------------------------------------------------------|---------------|-----|
| PAGOS POR TM-Valor de Concentrado (US\$/TM) = | \$1,128.50 | (+) |
| DEDUCCIONES (Maquila, penalidades, escalador) | 467.4720 | (-) |
| VALOR TOTAL(US\$/TM) = | 661.03 | |
| Resumen de Valor de Concentrado Zn (Después de optimizar) | | |
| PAGOS POR TM-Valor de Concentrado (US\$/TM) = | \$1,341.37 | (+) |
| DEDUCCIONES (Maquila, penalidades, escalador) | 443.4720 | (-) |
| VALOR TOTAL(US\$/TM) = | 897.90 | |

Podemos estimar el ingreso adicional generado con el tratamiento mensual proyectado.

| Mineral tratado/Mes= | 12000 | TM | | Ratio | TM | US\$/TM | Total US\$ |
|---------------------------------------------------------|-------|----|--|-------|--------|---------|------------|
| Concentrado producido de zinc/mes(Antes de optimizar) | | | | 18.10 | 662.98 | 661.03 | 438253.26 |
| Concentrado producido de zinc/mes(Despues de optimizar) | | | | 22.53 | 532.62 | 897.90 | 478242.88 |

INGRESO ADICIONAL NETO(US\$/Mes) **39989.62** Sin IGV

ANEXO 9

CARACTERÍSTICAS QUÍMICAS DEL DEPÓSITO DE RELAVE.

Los lodos del relave lo constituyen una serie de elementos y/o compuestos químicos resultantes o utilizados en las actividades del proceso metalúrgico, los que son señalados como potenciales contaminantes hídricos:

- Reactivos químicos:
- Espumas y colectores.
- Calizas, silicatos y cuarzos.
- otros.

Tabla 76

Análisis Valorado del depósito de relave

| | LEYES | | | | | | CONTENIDO METÁLICO | | | | |
|--------------|---------|---------|-------|-------|------------|--------|--------------------|-------|-------|--------|-------|
| MALLA | %Peso | %Pb | %Zn | %Cu | Ag(oz/TMS) | %Fe | Pb | Zn | Cu | Ag | Fe |
| M70 | 16.8831 | 0.52 | 2.21 | 0.21 | 1.02 | 4.2 | 0.051 | 0.215 | 0.020 | 9.945 | 0.410 |
| M100 | 8.48485 | 0.62 | 2.32 | 0.2 | 1.23 | 4.52 | 0.030 | 0.114 | 0.010 | 6.027 | 0.221 |
| M140 | 32.6407 | 0.61 | 1.12 | 0.24 | 1.41 | 12.5 | 0.115 | 0.211 | 0.045 | 26.579 | 2.356 |
| M200 | 11.8615 | 0.41 | 0.64 | 0.18 | 1.15 | 14.23 | 0.028 | 0.044 | 0.012 | 7.878 | 0.975 |
| M270 | 21.2987 | 0.46 | 0.34 | 0.15 | 0.87 | 15.36 | 0.057 | 0.042 | 0.018 | 10.701 | 1.889 |
| M325 | 4.50216 | 0.28 | 0.42 | 0.16 | 0.72 | 12.56 | 0.007 | 0.011 | 0.004 | 1.872 | 0.327 |
| M400 | 4.329 | 0.21 | 0.35 | 0.14 | 0.68 | 16.3 | 0.005 | 0.009 | 0.004 | 1.700 | 0.408 |
| M-400 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 | 0.000 |
| Total | 100 | 0.50781 | 1.118 | 0.197 | 1.120 | 11.403 | 0.293 | 0.646 | 0.114 | 64.701 | 6.585 |

Fuente. (Empresa MMTP)

ANEXO 10

TABLA DE T-STUDENT

3.7 DISTRIBUCION ACUMULATIVA t

A bell-shaped curve representing a t-distribution. A vertical line is drawn from the peak of the curve down to the horizontal axis, labeled '0'. Another vertical line is drawn to the right of the center, labeled 't(n)p'. The area under the curve to the left of 't(n)p' is shaded, representing the cumulative probability.

| n | p | | | | | | | | | |
|----|--------|-------|-------|-------|-------|--------|--------|--------|---------|--|
| | 0.75 | 0.80 | 0.85 | 0.90 | 0.95 | 0.975 | 0.990 | 0.995 | 0.9995 | |
| 1 | 1.0005 | 1.376 | 1.963 | 3.078 | 6.314 | 12.706 | 31.821 | 63.657 | 636.619 | |
| 2 | 0.816 | 1.061 | 1.386 | 1.836 | 2.920 | 4.303 | 6.965 | 9.925 | 31.598 | |
| 3 | 0.765 | 0.978 | 1.250 | 1.638 | 2.353 | 3.182 | 4.541 | 5.841 | 12.941 | |
| 4 | 0.741 | 0.941 | 1.190 | 1.533 | 2.132 | 2.776 | 3.747 | 4.604 | 8.610 | |
| 5 | 0.727 | 0.920 | 1.156 | 1.476 | 2.015 | 2.571 | 3.365 | 4.032 | 6.859 | |
| 6 | 0.718 | 0.906 | 1.134 | 1.440 | 1.943 | 2.447 | 3.143 | 3.707 | 5.959 | |
| 7 | 0.711 | 0.896 | 1.119 | 1.415 | 1.895 | 2.365 | 2.998 | 3.499 | 5.405 | |
| 8 | 0.706 | 0.889 | 1.108 | 1.397 | 1.860 | 2.306 | 2.896 | 3.355 | 5.041 | |
| 9 | 0.703 | 0.883 | 1.106 | 1.383 | 1.833 | 2.262 | 2.821 | 3.250 | 4.781 | |
| 10 | 0.700 | 0.879 | 1.093 | 1.372 | 1.812 | 2.228 | 2.764 | 3.169 | 4.587 | |
| 11 | 0.697 | 0.876 | 1.088 | 1.363 | 1.796 | 2.201 | 2.718 | 3.106 | 4.437 | |
| 12 | 0.695 | 0.873 | 1.083 | 1.356 | 1.782 | 2.179 | 2.681 | 3.055 | 4.318 | |
| 13 | 0.694 | 0.870 | 1.079 | 1.350 | 1.771 | 2.160 | 2.650 | 3.012 | 4.221 | |
| 14 | 0.692 | 0.868 | 1.076 | 1.345 | 1.761 | 2.145 | 2.624 | 2.977 | 4.140 | |
| 15 | 0.691 | 0.866 | 1.074 | 1.341 | 1.753 | 2.131 | 2.602 | 2.947 | 4.073 | |
| 16 | 0.690 | 0.866 | 1.071 | 1.337 | 1.746 | 2.120 | 2.584 | 2.921 | 4.015 | |
| 17 | 0.689 | 0.863 | 1.069 | 1.333 | 1.740 | 2.110 | 2.567 | 2.898 | 3.965 | |
| 18 | 0.688 | 0.862 | 1.067 | 1.330 | 1.734 | 2.101 | 2.552 | 2.878 | 3.922 | |
| 19 | 0.688 | 0.861 | 1.066 | 1.328 | 1.729 | 2.093 | 2.540 | 2.861 | 3.883 | |
| 20 | 0.687 | 0.860 | 1.064 | 1.325 | 1.725 | 2.086 | 2.528 | 2.845 | 3.850 | |

Figura 30. Tabla T-student. Fuente Pedro Díaz B., Pág. 43

ANEXO 11

TABLA DE DISTRIBUCIÓN FISHER (0.05)

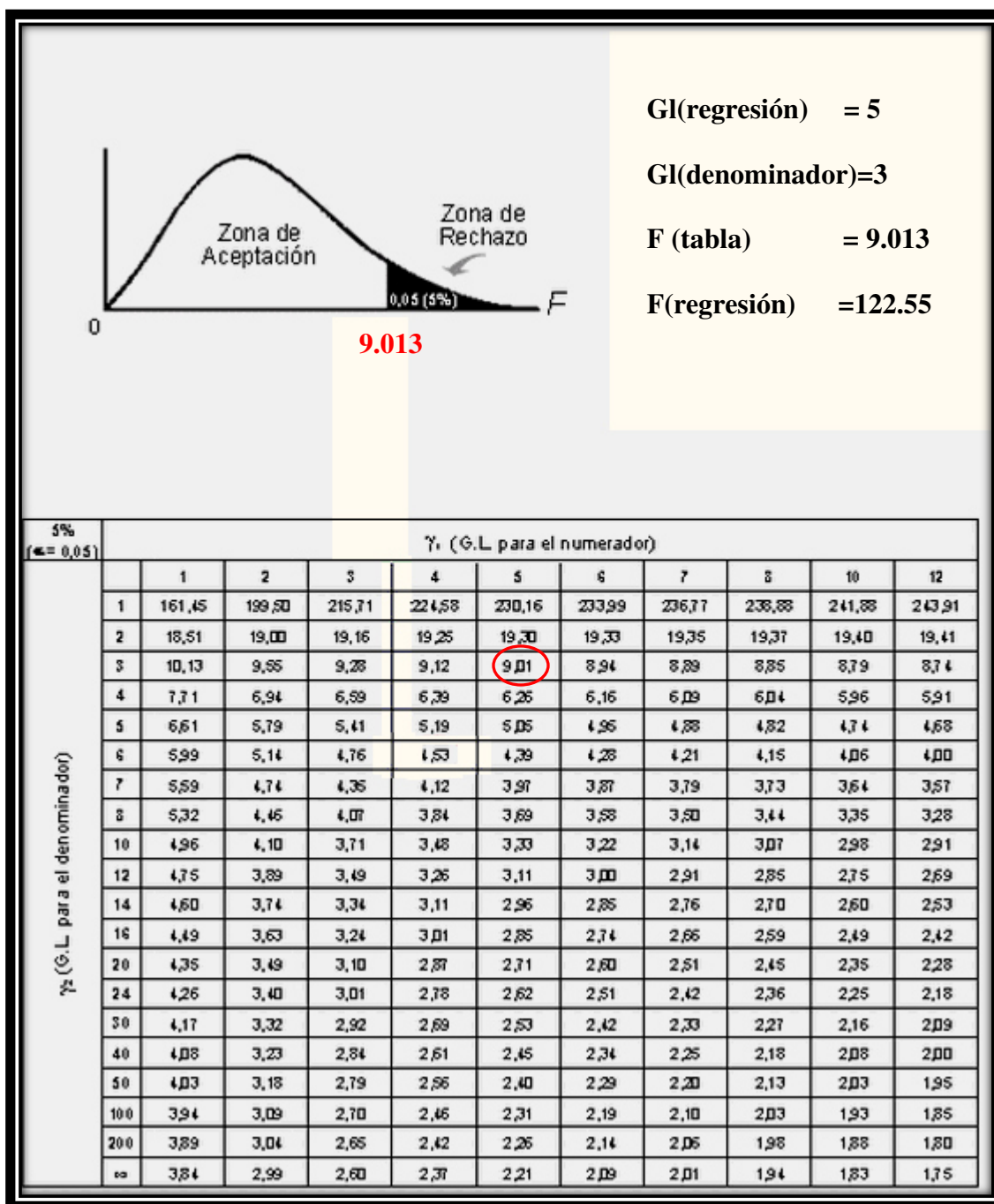


Figura 31. Tabla distribución F. Fuente Pedro Díaz B., Pág. 48

ANEXO 12

Fotografías de Operación de Planta Concentradora Corralpampa-U.M Recuperada.



Figura 32. Planta Concentradora Corralpampa-U.M. Recuperada. Fuente (Elaboración propia)



Figura 33. Flotación Bulk Pb/Ag. Fuente (Elaboración propia)

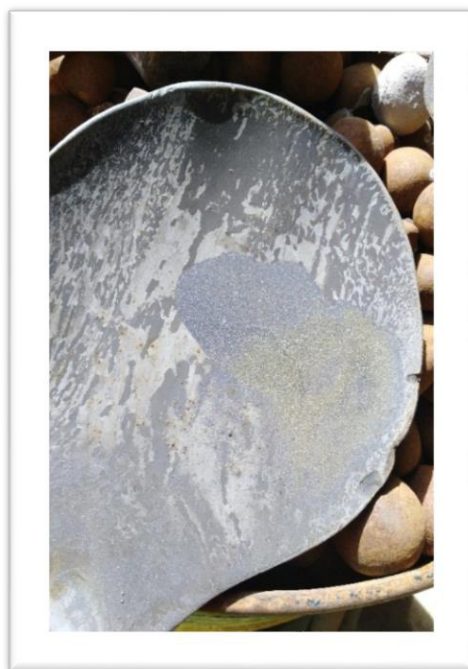


Figura 34. Concentrado de plomo. Fuente (Elaboración propia)



Figura 35. Concentrado de Zn. Fuente (Elaboración propia)



Figura 36. Mineral acumulado en cancha de gruesos